DEUERLICH'sche
BUCHHANDLUNG
in Göttingen.

Accessions
414.913

Shelf No.
3870a.55
vol. 1, 2

FOUNDED 1852
SICUT PATRIBUS SIT DEUS NOBIS
BOSTONIA
CONDITA A.D.
1630.
CIVITATIS REGIMINE DONATA A.D. 1822.
BOSTON PUBLIC LIBRARY

FROM THE
Treadwell Fund.
Added June 5, 1888.

Digitized by the Internet Archive
in 2009 with funding from
Boston Public Library

http://www.archive.org/details/vorlesungenber12plat

# C. F. PLATTNER's

# VORLESUNGEN

ÜBER

# ALLGEMEINE HÜTTENKUNDE.

ERSTER BAND.

# VORLESUNGEN

ÜBER

# ALLGEMEINE HÜTTENKUNDE.

VON

**CARL FRIEDRICH PLATTNER,**

K. S. BERGRATH, PROFESSOR DER HÜTTENKUNDE AN DER K. S. BERGACADEMIE UND OBERHÜTTENAMTSASSESSOR ZU FREIBERG, RITTER DES K. S. VERDIENSTORDENS.

Nach dem hinterlassenen Manuscript herausgegeben und vervollständigt

von

**Theodor Richter,**

K. S. Oberhüttenamtsassessor, Hüttenchemiker und Lehrer der Löthrohrprobirkunst an der K. S. Bergacademie zu Freiberg.

In zwei Bänden.

**Erster Band.**

Mit über 100 in den Text eingedruckten Holzschnitten.

FREIBERG.
Buchhandlung J. G. Engelhardt.
**(Bernhard Thierbach.)**

1860.

5742
c 2

Ire,
414.913
June 5, 1888

Die Verlagshandlung behält sich hiermit für dieses Werk das Recht der Uebersetzung in fremde Sprachen vor.

# VORWORT.

Indem ich diese Vorlesungen dem hüttenmännischen Publicum überreiche, erlaube ich mir, über den Zweck und Umfang des Unternehmens einige Worte vorauszuschicken.

Der verewigte Bergrath PLATTNER wurde häufig veranlasst, seine an der Freiberger Bergakademie gehaltenen Vorträge über Allgemeine Hüttenkunde durch den Druck zu veröffentlichen. Anderweite literarische Thätigkeit (ich erinnere hier an seine Löthrohrprobirkunst, die metallurgischen Röstprocesse etc.), sowie vielfache dienstliche Arbeiten behinderten ihn indess, sein Heft für den Druck vorzubereiten, und so überliess er dasselbe noch in den letzten Monaten seines Lebens dem ihm befreundeten Verleger zur Veröffentlichung.

Wenn ich den an mich ergangenen Aufforderungen, die Herausgabe der erwähnten Vorlesungen zu übernehmen, entsprochen habe, so glaubte ich es um so eher thun zu können, weil ich dem Verewigten eine längere Reihe von Jahren als Gehülfe zur Seite gestanden habe. — Ich bin bei der Bearbeitung von der Ansicht ausgegangen, dass mit diesen Vorlesungen weniger ein Lehrbuch, als ein für den Studirenden der Hüttenkunde geeigneter Abriss zu liefern sei, und ich wünsche, dass ich diesem Ziele, welches ich durch leichtfassliche Darstellungsweise, ingleichen durch zahlreiche in den Text eingedruckte, ausgezeichnet gestochene Figuren zu erreichen gesucht habe, nahe gekommen bin. Im Uebrigen glaube ich auch, dass diese Vorlesungen, insbesondere der specielle Theil derselben, selbst für den Praktiker manches Brauchbare enthalten werden.

In wie weit die mir gestellte Aufgabe in einer dem Gegenstande entsprechenden Weise bis jetzt von mir gelöst worden ist, überlasse ich der nachsichtsvollen Beurtheilung meiner Fachgenossen, und bitte nur dabei die Schwierigkeiten nicht zu gering veranschlagen zu wollen, welche nothwendigerweise mit einem derartigen Unternehmen verknüpft sind.

Dass das Erscheinen des Buches sich bis jetzt etwas in die Länge gezogen hat, bedaure ich aufrichtig; es ist hieran theils meine durch vielfache dienstliche Thätigkeit beschränkte Zeit Schuld, theils machten sich Aenderungen in der Anordnung des Ganzen nothwendig, welche mit mehr Arbeit, als sich voraussehen liess, verknüpft waren. Das Publicum erleidet wenigstens insofern dadurch keinen Nachtheil, als das Neueste, soweit es dem Umfange des Buches angemessen erschien, mit Aufnahme gefunden hat. Der zweite Theil, welcher die Darstellung der Metalle, mit Ausschluss des Eisens, da von dem Verewigten besondere Vorträge über Eisenhüttenkunde gehalten wurden, behandelt, befindet sich bereits unter der Presse und wird möglichst bald nachfolgen.

*Freiberg*, im December 1859.

**Theodor Richter.**

# Inhalt des ersten Bandes.

Seite.

Einleitung . . . . . 1
Geschichte des Hüttenwesens . . . . . 3

## Präparativer Theil der Hüttenkunde.

### I. Abschnitt.

#### A. Von den Erzen.

Bezeichnung und Classification . . . . . 10
Probiren der Erze . . . . . 12
Beschicken und Gattiren . . . . . 13

#### B. Von den Zuschlägen und Flüssen.

Begriff . . . . . 14
Röstzuschläge . . . . . 15
Schmelzzuschläge . . . . . 15
Erdige Schmelzzuschl. 15. Metallische Schmelzzuschl. 16. Salzige Schmelzuschl. 18.
Zuschläge bei Hüttenprocessen auf nassem Wege . 18
Zuschläge bei Sublimations- u. Destillationsarbeiten 18

#### C. Von den Hüttenproducten.

Begriff und Eintheilung . . . . . 19
Metalle . . . . . 20
Schwefelmetalle . . . . . 22
Arsenmetalle . . . . . 27
Kohlenstoffmetalle . . . . . 27
Schlacken . . . . . 28
A. Erdensilikate 33. B. Metalloxydsilikate 35.
Oxyde . . . . . 41
Krystallisirte Hüttenproducte . . . . . 43
Metalloide 44. Metalle 44. Schwefel- und Arsenmetalle 45. Kohlenmetalle 46. Metalloxyde 46. Salze 48. Silikate 48.

Seite.

## II. Abschnitt.

### Von den Brennmaterialien.

Begriff und Eigenschaften . . . . . 49
Zusammensetzung 49. Verhalten bei erhöhter Temperatur 49.
Wärmeeffect . . . . . 50
Absoluter W. 50. Specifischer W. 52. Pyrometrischer W. 53. Pyrometer 53.

### I. Von dem Holze.

Eigenschaften . . . . . 55
Bestandtheile des Holzes 55. Spec. Gewicht des Holzes 56. Absolut. Wärmeeff. 57. Spec. W. 58. Pyrom. W. 58.
Gebrauch des Holzes . . . . . 59

### II. Von der Holzkohle.

Producte der Destillation des Holzes . . . . . 61
Eigenschaften der Holzkohle . . . . . 62
Absol. Wärmeeffect der Holzkohle 65. Specif. Wärmeeffect derselben 65. Pyrometr. W. derselben 66. Ausbringen an Kohle bei der Verkohlung 66.
Verschiedene Methoden der Holzverkohlung . . . . . 68
Verkohlung in Meilern . . . . . 69
Auswahl und Beschaffenheit der Kohlstätte 69. Herstellung des Meilers 71. Leitung der Verkohlung 73.
Verkohlung in Haufen . . . . . 75
Gewinnung von Nebenproducten dabei 78.
Verkohlung in Oefen . . . . . 79
Verk. mit Anwendung äusserer Hitze 79. Verk. mit Zutritt von atmosphärischer Luft 80. Verk. ohne Luftzutritt durch glühende eiserne Röhren 83. Verk. mittelst glühender zersetzter Luft 86.

### III. Vom Torfe.

Eigenschaften . . . . . 88
Zusammensetzung des Torfes 89. Specif. Gew. des Torfes 90. Absol , spec. und pyrom. Wärmeeffect des Torfes 90. Brennbarkeit und Flammbarkeit des Torfes 90. Vorbereitung des Torfes 90.
Anwendung des Torfes als Brennmaterial . . . . . 91

### IV. Von der Torfkohle.

Eigenschaften . . . . . 92
Absolut. Wärmeeffect der Torfkohle 92. Spec. W. ders. 93. Pyrom. W. ders. 93. Brennbarkeit der Torfkohle 93.
Verkohlung des Torfes . . . . . 93
Verkohlung in Meilern 93. Verkohlung in Gruben 94. Verkohlung in Oefen 94.

Seite.

## V. Von der Braunkohle.

Eigenschaften . . . . . 97
Zusammensetzung 98. Absol. Wärmeeffect der Braunkohle 99. Specif. Wärmeeffect ders. 99. Pyrom. Wärmeeff. ders. 100.
Anwendung der Braunkohle . . . . . 100
Verkohlung der Braunkohle . . . . . 101

## VI. Von der Steinkohle.

Eigenschaften der Steinkohle . . . . . 101
Classification der Steinkohle 102. Zusammensetzung der Steinkohle 103. Aschengehalt der Steinkohle 105. Spec. Gewicht der Steinkohle 106. Absol. Wärmeeffect der Steinkohle 106. Spec. Wärmeeffect der Steinkohle 106. Pyrom. Wärmeeffect der Steinkohle 107.
Anwendung der Steinkohlen . . . . . 107

## VII. Von den Kokes.

Eigenschaften der Kokes . . . . . 110
Zusammensetzung der Kokes 110. Specif. Gew. der Kokes 111. Absoluter Wärmeeffect der Kokes 111. Spec. Wärmeeffect der Kokes 111. Pyrom. Wärmeeffect der Kokes 111.
Chemischer Vorgang bei der Verkokung . . . . . 111
Methoden der Verkokung . . . . . 115
A. Die Verkokung der Stückkohlen . . . . . 115
a. Verkokung in Meilern und Haufen 115.
b. Verkokung in Oefen 115.
B. Die Verkokung der Staubkohlen . . . . . 121
a. Meiler- und Haufenverkokung 121.
b. Ofenverkokung 122. Offene Verkokungsöfen 123. Kokesbacköfen 125.
Entschwefelung der Kokes . . . . . 132

## VIII. Von den gasförmigen Brennmaterialien.

Historisches . . . . . 133
Gichtgase . . . . . 134
Zusammensetzung der Gichtgase 135. Absoluter, specifischer und pyrometrischer Wärmeeffect derselben 135.
Generatorgase . . . . . 136
Zuggenerator 136. Gebläsegenerator 137. Zusammensetzung der Generatorgase 138. Absoluter, specifischer und pyrometrischer Wärmeeffect derselben 138. Schwierigkeiten bei Anwendung von Generatoren 139.

Seite.

## III. Abschnitt.

### Von den Hüttenprocessen.

Allgemeines . . . . . 140
A. Hüttenprocesse auf trocknem Wege . . . . . 140
1. Röstung . . . . . 141
Zweck der Röstung 141. Oxydirendes Rösten 141. Reducirendes Rösten 142. Chlorirendes Rösten 142. Verflüchtigendes Rösten 142. Brennen 143. Verhalten der am häufigsten vorkommenden Verbindungen beim Rösten 143. Einwirkung von Wasserdämpfen beim Rösten 147. Einwirkung von Chlor beim Rösten 148.
2. Schmelzung . . . . . 151
Oxydirende Schmelzung 151. Reducirende Schmelzung 152. Auflösende Schmelzung 152. Präcipitirende Schmelzung 153. Umschmelzen 153.
3. Sublimation und Destillation . . . . . 153
4. Saigerung und Krystallisation . . . . . 154
B. Hüttenprocesse auf nassem Wege . . . . . 154
1. Auflösung und Fällung . . . . . 154
2. Amalgamation . . . . . 156

## IV. Abschnitt.

### Von den zu den Hüttenprocessen erforderlichen Apparaten.

A. Apparate zu den Hüttenprocessen auf trocknem Wege . . . . . 157
1. Von den Ofenbaumaterialien . . . . . 157
Natürlich vorkommende feuerfeste Steine 157. Künstlich dargestellte feuerfeste Steine 157. Feuerfeste lose Massen 158.
2. Von den Oefen . . . . . 159
Eintheilung . . . . . 159
a. Heerdöfen . . . . . 159
Heerdöfen ohne Gebläse 159. Röstheerde 159. Saigerheerd 167.
Heerdöfen mit Gebläse 168. Eisenfrischheerd 168. Kupfergaarheerd 169.
b. Schachtöfen . . . . . 169
α) Schachtöfen ohne Gebläse 171. Schlesischer Eisensteinröstofen 171. Eisensteinröstofen mit besonderen Feuerungsräumen 173. Schwedischer Eisenerzröstofen 174. Eisenerzröstofen mit Zuführung von Wasserdämpfen 175. Schachtröstofen mit Benutzung von Hohofengasen 176.
β) Schachtöfen mit Gebläse 178. Tiegelöfen 179. Tiegelofen mit offener Brust 179. Tiegelofen mit geschlossener Brust 181. Blauofen 181. Anderer Tiegel-

Seite.

ofen mit geschlossener Brust. 181. Sumpföfen 182. Freiberger Sumpfofen 182. Schwedischer Sumpfofen 183. Eisenhohofen 185. Augenöfen 187. Augenofen mit offenem Auge, Brillenofen 188. Anderer Augenofen mit offenem Auge 189. Augenofen mit verdecktem Auge 189.

Arbeiten in den Schachtöfen . . . . . 190

c. Flammöfen . . . . . 194

α) Zugflammöfen 196. Ungarischer Röstofen 197. Doppelröstofen 199. Parkes Doppelröstofen 201. Freiberger Röstofen mit Gasfeuerung 203. Flamm-Schmelzofen 205.

β) Gebläse-Flammöfen 207. Treibheerd 207.

Vorzüge der Flammöfen vor den Schachtöfen . . . . 210

Klinkerrost . . . . . 211

Treppenrost . . . . . 212

Pultfeuerung . . . . . 212

d. Gefässöfen . . . . . 213

Eintheilung . . . . . 213

α) Röst-Gefässöfen 213. Arsenikröstofen 214.

β) Schmelz-Gefässöfen 215. Gewöhnlicher Windofen 215. Seftström'scher Gebläseofen 216. Blaufarbenofen 217.

γ) Saiger-Gefässöfen 218. Wismuth-Saigerofen 218. Antimon-Saigerofen 219

δ) Destillir-Gefässöfen 220. Quecksilber-Destillirofen 220.

ε) Sublimir-Gefässöfen 220. Ofen zum Raffiniren der arsenigen Säure 220.

ξ) Cementir-Gefässöfen 221. Stahl-Cementirofen 221.

B. Apparate zu den Hüttenprocessen auf nassem Wege . . . . . 223

Gold-Amalgamirmühle 223. Amalgamirfass 225. Laugfass 225.

C. Hülfsapparate . . . . . 226

1. Von den Gebläsen . . . . . 226

Historisches . . . . . 227

a. Balgengebläse . . . . . 228

Lederne Balgengebläse 228. Einfacher Lederbalg 228. Einfacher Lederbalg mit Reservoir 230. Doppelbalg mit Reservoir 231.

Hölzerne Balgengebläse 232. Holzbalg mit beweglichem Oberkasten 232. Holzbalg mit festem Oberkasten 234.

b. Kolbengebläse . . . . . 235

Kastengebläse 235. Stehendes einfach wirkendes Kastengebläse 235. Doppelt wirkendes liegendes Kastengebläse 236.

Cylindergebläse 237. Doppelt wirkendes Cylindergebläse nebst Windsammlungskasten 237. Stopfbüchse 238. Kolben 239. Liederung 239. Ventile 240. Horizontale Cylindergebläse 241. Schiebergebläse 244.

Seite.

c. Wassergebläse . . . . . 244

Wassergebläse mit unbeweglichem Windkasten 244. Wassertrommelgebläse 244. Henschel's Ketten- und Paternostergebläse 245. Henschel's Wassersäulengebläse 246.

Wassergebläse mit beweglichem Oberkasten 246.

Baader's Kastengebläse 246. Tonnengebläse 247. Schraubengebläse (Cagniardelle) 248.

d. Windradgebläse . . . . . 250

Lloyd's Ventilator 250. Rittinger's Hochdruckventilator 252.

e. Von den Vorrichtungen zur Bewirkung eines möglichst gleichmässigen Gebläsestroms . . . . . 253

Windregulatoren 254. Regulatoren mit unveränderlichem Inhalt 254. Regulatoren mit veränderlichem Inhalt 257. Trockenregulator 257. Wasserregulator 258.

f. Von den Vorrichtungen zur Erhitzung der Gebläseluft . 259

Geschichtliches über Anwendung der erhitzten Gebläseluft . 259

Wasseralfinger Apparat zur Erhitzung dnr Gebläseluft . 261

g. von den Windleitungen und Einrichtungen bei den Düsen und Formen . . . . . 263

Windleitungsröhren 263. Weite derselben 265. Düse 265. Form 265. Wasserformen 266. Luftformen 266. Geschlossene Formen 268. Truran's verbesserte Formen 268. Windständer 270.

h. Von der Berechnung der Menge der Gebläseluft . . . 271

Manometer 271. Nordenskjöld's Manometer 273. Bestimmung der Dichtigkeit der Gebläseluft 273. Formel für die Ausströmungsgeschwindigkeit der Gebläseluft 274. Formel für die ausströmende Windmenge 275. Tabelle zur Berechnung der Windmenge 275. Beispiele 276. Tabelle der wegen der Temperaturunterschiede einzuführenden Coëfficienten 227. Tabelle der wegen verschiedener Barometerstände einzuführenden Coëfficienten 278. v. Schwind's Aichmaass für Gebläseluft 278. Windverlust bei den Gebläsen 278. Effect der Gebläse 279.

2. Von den Vorrichtungen zu den rein mechanischen Arbeiten . . . . . 280

Eintheilung der hierher gehörigen Apparate . . . . . 280

Zerkleinerungsapparate 280. Trennungsapparate 280. Mengapparate 282. Streckapparate 282.

Anhang . . . . . 282

Die Condensation des Hüttenrauchs . . . . . 282

Die Condensation der schwefligen Säure und Schwefelsäure in Wales 283. Versuche in Freiberg 284. Die Condensation des Arsen's und Blei's 285. Condensation metallischer Dämpfe in England 286. Patera's Versuche mit Anwendung chemischer Agentien 287. Englisches Verfahren, den Rauch zu waschen 287. Anwendung desselben auf metallische Dämpfe 288.

# Repertorium

zu den

## in den Text eingedruckten Figuren.


| | | | Seite. |
|---|---|---|---|
| Fig. | 1. | Feste Meilerstätte | 70 |
| „ | 2. | Holzmeiler | 72 |
| „ | 3. | Liegender Meiler | 77 |
| „ | 4. | Liegender Meiler mit Gewinnung von Nebenproducten | 78 |
| „ | 5. | Verkohlungsofen mit Anwendung von äusserer Hitze | 80 |
| „ | 6. | Vierseitiger Meilerofen | 81 |
| „ | 7. | Runder Meilerofen | 85 |
| „ | 8 und 9. | Schwarz'scher Verkohlungsofen | 87 |
| „ | 10. | Torf-Verkohlungsofen | 95 |
| „ | 11 und 12. | Steinkohlenmeiler | 116 |
| „ | 13. | Verkokungsofen für Steinkohlen | 120 |
| „ | 14. | Offener Verkokungsofen für Steinkohlen | 124 |
| „ | 15. | Kokesbackofen | 126 |
| „ | 16. | Desgl. | 127 |
| „ | 17. | Desgl. | 128 |
| „ | 18. | Desgl. | 129 |
| „ | 19. | Desgl. | 130 |
| „ | 20. | Bischoff's Zuggenerator | 137 |
| „ | 21. | Ebelmen's Gebläsegenerator | 137 |
| „ | 22. | Unterharzer Rösthaufen | 160 |
| „ | 23. | Desgl. | 161 |
| „ | 24. | Freiberger Rösthaufen | 161 |
| „ | 25 und 26. | Röststadeln | 163 |
| „ | 27. | Wellner's Röststadel | 164 |
| „ | 28. | Böhmische Röststadel | 166 |
| „ | 29. | Saigerheerd | 167 |
| „ | 30. | Eisenfrischheerd | 168 |
| „ | 31. | Form mit Düse | 169 |
| „ | 32. | Kupfergaarheerd | 169 |
| „ | 33. | Schlesischer Eisensteinröstofen | 171 |

Seite.

Fig. 34. Eisenerzröstofen mit besonderen Feuerungsräumen . 173
„ 35. Schwedischer Eisensteinröstofen . . . . . 174
„ 36. Eisensteinröstofen mit Zuleitung von Wasserdämpfen . 176
„ 37. „ „ „ „ Gichtgasen . . 177
„ 38. Zinnschmelzofen . . . . . 180
„ 39. Blauofen . . . . . 181
„ 40. Tiegelofen mit geschlossener Brust . . . . . 181
„ 41. Freiberger einfacher Schachtofen . . . . . 182
„ 42 (a, b). Schwedischer Sumpfofen . . . . . 183. 184
„ 43 und 44. Eisenhohofen . . . . . 185
„ 45 (a, b). Gestell eines Eisenhohofens . . . . . 186. 187
„ 46 (a, b, c). Brillenofen . . . . . 188
„ 47 (a, b). Augenofen mit offenem Auge . . . . . 189
„ 48 (a, b). Augenofen mit verdecktem Auge . . . . . 189
„ 49 (a, b). Ungarischer Röstofen . . . . . 197
„ 50. „ „ mit Trockenheerd . . . . . 198
„ 51 (a, b). Doppelröstofen . . . . . 198. 199
„ 52. Parkes Röstofen.. . . . . 201
„ 53 (a, b, c). Englischer Röstöfen . . . . . 203. 204
„ 54 (a, b). Flamm-Schmelzofen . . . . . 205. 206
„ 55 (a, b, c). Treibheerd . . . . . 207. 208. 209
„ 56. Arsenik-Röstofen . . . . . 214
„ 57. Windofen . . . . . 216
„ 58 Sefström'scher Gebläseofen . . . . . 216
„ 59 (a, b). Blaufarbenofen . . . . . 217. 218
„ 60 (a, b). Plattner's Wismuth-Saigerofen . . . 218. 219
„ 61. Antimon-Saigerofen . . . . . 219
„ 62. Quecksilber-Destillirofen . . . . . 220
„ 63. Raffinirofen für arsenige Säure . . . . . 221
„ 64 (a, b). Stahl-Cementirofen . . . . . 222
„ 65. Gold-Amalgamirmühle . . . . . 224
„ 66. Amalgamirfass . . . . . 225
„ 67. Langfass . . . . . 225
„ 68. Einfacher Lederbalg mit Reservoir . . . . . 230
„ 69 (a, b). Doppelbalg mit Reservoir . . . . . 231
„ 70. Holzbalg mit beweglichem Oberkasten . . . . . 233
„ 71. Holzbalg mit festem Oberkasten . . . . . 234
„ 72 (a, b). Stehendes, einfach wirkendes Kastengebläse . 235
„ 73. Doppelt wirkendes Cylindergebläse . . . . . 237
„ 74. Stopfbüchse . . . . . 238
„ 75 (a, b). Kolben eines Cylindergebläses . . . . . 239
„ 76. Desgl. . . . . 240
„ 77. Ventil . . . . . 241
„ 78. Horizontales Cylindergebläse . . . . . 242
„ 79. Horizontales Cylindergebläse mit Kautschukventilen . 243
„ 80. Wassertrommelgebläse . . . . . 245

Seite.
Fig. 81. Baader's Kastengebläse . . . . . 246
„ 82. Tonnengebläse . . . . . 247
„ 83. Cagniardelle . . . . . 248
„ 84 (a, b). Lloyd's Ventilator . . . . . 250. 251
„ 85. Rittinger's Hochdruckventilator . . . . . 252
„ 86. Gemauerter Gebläseregulator . . . . . 255
„ 87. Regulator von Eisenblech . . . . . 256
„ 88. Trockenregulator . . . . . 257
„ 89. Wasserregulator . . . . . 258
„ 90. Wasseralfinger Lufterhitzungsapparat . . . . . 262
„ 91. Wasserform . . . . . 266
„ 92 und 93. Luftformen . . . . . 267
„ 94. Geschlossene Form . . . . . 268
„ 95—97. Truran's verbesserte Formen . . . . . 269
„ 98. Form mit mundförmiger Oeffnung . . . . . 270
„ 99. Freiberger Windständer . . . . . 270
„ 100. Manometer . . . . . 272
„ 101. Manometer mit Gehäuse . . . . . 272
„ 102 (a, b). Siebmaschine . . . . . 281

# Einleitung.

Die Hüttenkunde beschäftigt sich mit der Beschreibung derjenigen Operationen, welche an verschiedenen Orten behufs der Zugutemachung oder Benutzung der durch den Bergbau gewonnenen Erze auf die darin enthaltenen Metalle und gewisse Verbindungen derselben, ausgeführt werden. Diese Darstellung der Metalle etc. aus ihren Erzen (Verhüttung) beruht auf wissenschaftlichen Grundsätzen und es ist hauptsächlich Aufgabe der Metallurgie, diese Principien kennen zu lehren. Zu einem richtigen Verständniss der Hüttenkunde gehört daher auch ein Vertrautsein mit den Lehren der Metallurgie.

Die Anlagen, in denen das Zugutemachen der Erze geschieht, nennt man Hüttenwerke oder auch Hütten.

Unter Hüttenwesen begreift man theils den Umfang aller zur Anlage und Betreibung von Hütten erforderlichen Kenntnisse und Fertigkeiten, theils auch alle zum Hüttenbetriebe nöthigen Personen und Anstalten.

Die Hüttenkunde zerfällt in

den präparativen und in

den speciellen Theil.

Der präparative Theil umfasst die allgemeinen Regeln für die Zugutemachung der Erze und die aus der Chemie entlehnten Grundsätze, worauf diese Regeln beruhen; in ihm werden ferner die Materialien und Vorrichtungen zu betrachten sein, welche zum Hüttenbetrieb nothwendig sind, sowie die Producte, welche dabei erzeugt werden.

Der specielle Theil handelt von der Darstellung eines jeden einzelnen Metalls aus seinen Erzen und lehrt die dazu erforderlichen eigenthümlichen Verfahrungsarten

und besondern Vorrichtungen kennen. Er zerfällt daher in eben so viele einzelne Abtheilungen, als es Metalle und andere mineralische Producte giebt, welche für das gewerbliche Leben aus den Erzen ausgebracht werden. Man unterscheidet daher Gold-, Silber-, Blei-, Kupfer-, Eisenhüttenkunde etc. Es lassen sich indess die Gold-, Silber-, Blei- und Kupferzugutemachungsmethoden oder kürzer Processe, auch bis zu einer gewissen Grenze vereinigt betrachten, weil diese Metalle sehr oft zusammen in den Erzen vorkommen.

In nächster Verbindung zur Hüttenkunde steht die Probirkunst (Docimasie) d. i. die Kunst, die Quantität der in Erzen und Kunstproducten enthaltenen Metalle oder überhaupt nutzbaren Bestandtheile im Kleinen möglichst genau zu bestimmen, um darnach ihr Ausbringen im Grossen und überhaupt die Verwendbarkeit dieser Erze und Producte beurtheilen zu können. Die Probirkunst dient daher der Hüttenkunde zur Controle.

Obgleich die Chemie der Hüttenkunde als hauptsächlichste Basis dient, weil alle Hauptarbeiten des Hüttenmannes chemische Processe im Grossen sind, die nur durch mechanische Hülfsmittel unterstützt werden, so entlehnt die Hüttenkunde ihre Lehren doch auch noch aus andern Wissenschaften, dahin gehören: Mathematik, Physik, Mineralogie, Bergbaukunst, Mechanik, Civilbaukunst und Forstwissenschaft. Es muss daher jeder, der sich dem Studium der Hüttenkunde widmet, neben gründlichen chemischen Kenntnissen auch in den erwähnten Wissenschaften und zwar hauptsächlich in den fünf erstgenannten, die nöthigen Kenntnisse besitzen.

Die Hauptarbeiten des Hüttenmannes sind meist Ausbringungsprocesse, weniger Fabrikationsprocesse. Im erstern Falle wird die Darstellung eines in dem zu verarbeitenden Erze präexistirenden Stoffes bezweckt, während im letztern Fall durch weitere Verarbeitung dieses Stoffes ein Fabrikat entsteht.

Zu den Ausbringungsprocessen gehört der Gold-, Silber-, Blei-, Kupfer-, Eisen-, Zink- und Zinnhüttenprocess, ferner die Darstellung von Wismuth, Schwefelantimon, Antimonmetall,

Quecksilber, Arsen, Schwefel. Auch kann man hierher noch einige seltner vorkommende Processe rechnen, nämlich die Darstellung des Platins auf nassem Wege, die des Cadmiums aus cadmiumhaltigem Zinkoxyde, so wie die Darstellung des Nickels aus seinen Erzen oder nickelhaltigen Hüttenproducten und Abfällen.

Zu den hüttenmännischen Fabrikationsprocessen gehören z. B.:

die Darstellung des Messings, entweder aus Kupfer und Zink direct, oder durch Benutzung von Zinkblende;

die Darstellung der arsenigen Säure, des gelben und rothen Arseniks;

die Darstellung der Schwefelsäure, des Alauns, des Zink-, Eisen- und Kupfervitriols.

die Darstellung der Smalte, der Eschel, des Ultramarins und der Kobaltoxyde auf den Blaufarbenwerken.

Gewisse Fabrikationszweige findet man häufig sogleich auf derselben Hütte oder in deren Nähe, wo das wesentlichste Material für dieselben dargestellt wird; z. B. die Fabrikation des Schrotes, der verschiedenen Blechsorten, des Stabeisens, des Zinkweisses etc.

## Geschichte des Hüttenwesens. *)

Die Geschichte einer Wissenschaft, so interessant sie auch ist, macht doch keinen wesentlichen Theil der Wissenschaft selbst aus; es sollen desshalb hier auch nur die Hauptmomente dieser Geschichte fragmentarisch mitgetheilt werden. Man kann diese Geschichte in drei Zeitabschnitte eintheilen.

Der I. Zeitabschnitt reicht von

der ersten bekannt gewordenen Betreibung metallurgischer Processe bis zu Plinius Zeiten, oder bis an das 1. Jahrhundert unserer Zeitrechnung.

Wo die Geschichte der ältesten Völker noch in Sagen verschwindet, finden wir schon das Menschengeschlecht im Besitze von Metallen und die Kenntniss von manchen derselben ist vielleicht so alt als das menschliche Geschlecht selbst. Das Vorkommen gediegener Metalle und solcher Erze, aus welchen das Metall ohne grosse Mühe im Feuer sich

*) System der Metallurgie von Karsten. Bd. I.

reduciren liess, war es, wodurch die Menschen zuerst zur Kenntniss der Metalle und ihrer Anwendung geführt wurden. Gold, Kupfer und Zinn sind jedenfalls am längsten bekannt, ebenso Silber und Blei; ungleich später scheint man das Eisen kennen gelernt zu haben.

Was zunächst das Gold anlangt, so giebt Agatharchides hierüber in seinem Werke, welches wohl die älteste Beschreibung eines Hüttenprocesses enthält, Auskunft.

Derselbe besuchte 200 Jahre vor unserer Zeitr. die Goldbergwerke in Egypten, und beschreibt die Grubenarbeiten, den Aufbereitungs- und Schmelzprocess. Am Schlusse seiner Beschreibung bemerkt er, dass das mitgetheilte Verfahren uralt sei. — Die Schmelzung der aufbereiteten Golderze geschah in Tiegeln mit einem Zusatze von Blei, Kochsalz und ausserdem etwas Zinn und Spreu, welche Substanzen den Fluss befördern und zur Zersetzung im Erze noch vorhandenen Schwefelkieses dienen sollten.

Ein ähnliches Verfahren wurde, wie Strabo mittheilt, in Spanien beim Verschmelzen der dort gewonnenen Golderze angewendet, und endlich giebt Plinius Nachrichten über die Gewinnung von Golderzen an verschiedenen Orten und ihre Zugutemachung.

Ueber die Gewinnung und Verschmelzung von Silbererzen wird uns von Strabo berichtet, und zwar über die Gruben von Neu-Carthago in Spanien. Dieselben waren von solcher Ausdehnung, dass 40,000 Menschen darin gearbeitet haben sollen. Die Aufbereitung geschah durch Siebsetzen, das Erz war jedenfalls ein silberreicher Bleiglanz.

Das Wiederverschmelzen alter Schlacken scheint schon in den ältesten Zeiten stattgefunden zu haben; wenigstens berichtet Strabo, dass die Laurischen Bergwerke in Attika so mangelhaft betrieben worden seien, dass in späterer Zeit nicht blos die von den Alten als unschmelzwürdig weggeworfenen Erze, sondern auch die von denselben hinterlassenen Schlacken mit Vortheil auf Silber verschmolzen worden wären.

Ueber die Bleihüttenprocesse der Alten giebt Plinius ebenfalls Nachricht. Man verschmolz die Erze über Oefen und erhielt metallisches Blei, Bleistein und Schlacke. Auch stellte man nach ihm absichtlich aus Blei schon Glätte

dar, gewann dieselbe aber überdiess auch beim Abtreiben, indem man sie, wie es noch jetzt geschieht, von dem flüssigen silberhaltigen Blei ablaufen liess. (Die attische Glätte soll einen vorzüglichen Ruf gehabt haben.) Plinius führt ferner an, dass in Asturien am Meerbusen von Biscaya viel Bleibergwerke im Betriebe gewesen seien.

Dioscorides giebt die Eigenschaften einer guten Bleischlacke an: er sagt, diejenige sei die vorzüglichste, welche dicht, fest und glasartig sei und keine regulinischen Bleitheilchen enthalte.

Das Zinn war den Alten ohne Zweifel eher bekannt als das Blei; die Römer nannten es plumbum candidum. Die Benennung stannum, welche dem Zinn jetzt noch angehört, rührt von einer Metallmischung her, welche ursprünglich kein Zinn enthielt. Später bereitete man diese mit Zinn, und so wurde wahrscheinlich der Name der Legirung auf das Metall übergetragen.

Nach Plinius sind in England, Portugal und Spanien bedeutende Zinnseifen gewesen.

Ueber die Verarbeitung der Kupfererze haben wir Nachrichten von Plinius, Dioscorides und Galen. Schon zu Plinius Zeiten unterschied man das gaare und hammergaare Kupfer, und kannte auch die Legirungen des Kupfers mit Zink und Zinn. Nach Dioscorides war der Kupferkies dasjenige Erz, aus welchem hauptsächlich das Kupfer gewonnen wurde. Galen führt an, dass bei seiner Anwesenheit auf der Insel Cypern zufällig kein Kupferofen im Betrieb gewesen sei. Es geht ferner aus diesen Beschreibungen hervor, dass man Gebläse anwendete, welche durch Menschen in Bewegung gesetzt wurden; die Beschickung setzte man auf die Gicht des Ofens und schmolz sie schichtenweise nieder. Ueberhaupt war der Kupferhüttenprocess schon damals zu einer ziemlich vollkommenen Ausbildung gelangt.

Ueber die Eisenbereitungsmethoden der Alten fehlen fast alle Nachrichten. Es scheint, dass die catalonische Schmiede, welche noch in Corsika und in den Pyrenäen in Anwendung ist, die Methode war, das Eisen darzustellen.

Kannte man auch schon frühzeitig den flüssigen Zustand des Eisens in der Schmelzhitze, so scheint man doch vor dem

15. Jahrhundert nach Christi Geburt keinen Gebrauch davon gemacht zu haben. Wahrscheinlich stellten die ersten Entdecker des Eisens dieses Metall aus dem Magneteisenstein oder dem Eisenglanze dar.

Ausser den bisher genannten 6 Metallen finden wir in dieser ersten Zeitperiode noch das Quecksilber erwähnt; die Zeit indess, in welcher es entdeckt wurde, ist gänzlich unbekannt.

Dioscorides, Vitruv und Plinius beschreiben die Darstellung des Quecksilbers aus Zinnober.

Endlich kannte man zur Zeit des Dioscorides auch die Antimon- und Arsenerze, bediente sich ihrer aber wohl nur als Arzneimittel.

### II. Zeitabschnitt. Von Plinius bis Agricola.

In den ersten Jahrhunderten unserer Zeitrechnung wurde bedeutender Bergbau in Spanien, Gallien, Britannien, Kleinasien und z. Th. auch in Egypten betrieben. Nach Untergang des Römerreiches kam eine Zeit des Aberglaubens und der Unwissenheit. Die Völkerschaften, welche das Römerreich stürzten, liessen sich z. Th. in Böhmen, Mähren und Sachsen nieder und brachten dorthin im 7. Jahrhundert die Kunst der Aufsuchung und Bearbeitung der Erze mit; Fortschritte in der Metallurgie aber wurden in dieser Zeitperiode wohl nur bei den Arabern gemacht; Geber und Avicenna, von denen der erstere im 8. und der letztere im 10. Jahrhundert lebte, geben hiervon in ihren Schriften Zeugniss. Im 13. Jahrhundert beschreibt Albert von Bollstedt das metallische Arsenik. Im 15. Jahrhundert scheint Basilius Valentinus das Wismuthmetall zuerst kennen gelernt zu haben. Ebenso wurde das Antimon von ihm als ein eigenthümliches, selbstständiges Metall beschrieben und dargestellt. Paracelsus beschreibt etwas später einige Eigenschaften des regulischen Zinks, so dass dieses Metall damals bereits bekannt gewesen sein muss. Es wurde aus Ostindien nach Europa gebracht. 1540 erschien in Venedig die erste Metallurgie.

### III. Zeitabschnitt. Von Agricola bis auf die neueste Zeit.

Agricola's berühmtes Werk: „de re metallica" erschien 1556, ein Jahr nach seinem Tode, zuerst in Basel im Druck.

Er beschreibt sehr ausführlich das Probiren, die verschiedenen Arten der Röstung und Verschmelzung der Erze. — Die höhern Oefen kannte man indess noch nicht; die Gebläse bestanden aus ledernen Bälgen mit hölzernen Rahmen. — Die Schmelzung mit geschlossenem Auge (auf den Stich, wie man sie nannte), fand schon in Sachsen und Böhmen statt. Reine und reiche Silbererze setzte man unmittelbar auf die Treibeheerde, ärmere beschickte man mit Producten von der Treibearbeit und mit geröstetem Stein. Das silberarme Werkblei wurde angereichert und sodann auf Treibeheerden abgetrieben, welche eine unbewegliche Haube und das Ansehen von Backöfen hatten.

Mit Agricola traten schon mehrere Schriftsteller auf, welche metallurgische Gegenstände beschrieben, als Encelius, Prediger zu Osterhausen in der Alt-Mark; Gessner aus Zürich; Fabricius, Rector in Meissen u. a. m.

Nach Agricola erschienen mehrere Schriften über Metallurgie, welche jedoch meistens nur vom Probiren handelten, als von Laz. Erker, Bergmeister zu Annaberg, Modestin Fachs, Libavius, Arzt zu Rothenburg an der Tauber, Weiner u. A.

1564 entstand in Sachsen die erste königliche Hütte, indem der Fiscus die Erasmus-Hütte bei Freiberg ankaufte und für seine Rechnung betreiben liess. In demselben Jahre soll auch zuerst die Gewinnung des Giftmehls (weissen Arseniks) in langen gemauerten Kanälen (Giftfängen), stattgefunden haben. Ebenfalls um diese Zeit soll Erasmus Ebener in Goslar zuerst Anwendung von den zinkischen Ofenbrüchen zur Messingfabrikation gemacht haben. 1571 wurde an der böhmischen Grenze zwischen Eibenstock und Platten das erste Blaufarbenwerk errichtet. 1585 gab Barthel Köhler, Hüttenmeister in Freiberg, die Silberroharbeit an, und führte dazu höhere Oefen ein. 1589 erschien von Johann Mathesius eine Anleitung zur Metallurgie.

Das 17. Jahrhundert zeigt wenig Fortschritte in der Metallurgie. Es erschien zu Anfang desselben ein gutes Werk von Löhneyss, Berghauptmann in Zellerfeld, welcher Agricola's Werk ergänzte. Er beschreibt die Hüttenprocesse am Harz, woraus zu ersehen ist, dass für leichtflüssige Erze 5 bis 6 Fuss hohe, für strengflüssige Erze aber 12 Fuss hohe

Oefen angewendet wurden, welche letztere man Hohöfen nannte; auch hatte man zu Goslar schon den Zinkstuhl zum Auffangen des Zinks.

1620 dürften nach Rössler die sächsischen Blaufarbenwerke entstanden sein. 1640 erschien Alonzo Barba's Metallurgie, worin der Amalgamationsprocess in Amerika beschrieben wurde. Zu Ende des 17. Jahrhunderts wurden die Flammenöfen zum Schmelzen der Kupfer- und Bleierze in England eingeführt. 1700 erschien Rössler's hellpolirter Bergbauspiegel und darin eine Beschreibung der sächsischen Hüttenwerke. 1710 erfolgte die Bildung der Generalschmelzadministration in Sachsen; bis zu dieser Zeit gab es mehrere, Hütten, auf denen die Gruben selbst schmolzen.

In der ersten Hälfte des 18. Jahrhunderts und zwar 1734 erschienen Swedenborg's Monographien des Eisens und Kupfers, worin die damals gebräuchlichen hüttenmännischen Operationen genau beschrieben sind. 1738 gab Schlüter, Zehntner zu Goslar, sein wichtiges Werk: Gründlicher Unterricht von Hüttenwerken heraus, aus welchem die Fortschritte der Metallurgie seit Agricola deutlich zu ersehen sind; Schlüter führte im Jahre 1734 am Unterharze die Saigeröfen ein

Obgleich man während der in Rede stehenden Zeitperiode im Practischen grosse Fortschritte machte, so blieb man doch in theoretischer Hinsicht bis zur Mitte des vorigen Jahrhunderts unverhältnissmässig zurück. In der zweiten Hälfte desselben wurden bekanntlich die meisten Erden und Metalle entdeckt, und jetzt erst, als sich die Chemie allmählich zur Wissenschaft gestaltete, erlangte man auch eine richtige Vorstellung von dem, was bei den Hüttenprocessen vorgeht. 1789 wurden in Oestreich die ersten gründlichen Versuche zur Anwendung der Amalgamation von v. Born vorgenommen und kurze Zeit darauf durch Gellert in Freiberg zu einem glücklichen Abschluss gebracht. Die Amalgamation hat seit dieser Zeit in Europa an verschiedenen Orten die erspriesslichsten Dienste geleistet, bis sie endlich in neuerer Zeit durch Auffindung einfacherer Processe wiederum mehr und mehr verdrängt wird. Mit Anfang des jetzigen Jahrhunderts beginnt eine neue Periode der Hüttenkunde. Es traten Männer auf, welche in ihren Schriften den

Gegenstand auf eine wissenschaftliche Weise behandelten. Zunächst geschah diess von Lampadius in seinem „Handbuch der allgemeinen Hüttenkunde.“ Später, im Jahre 1831 und 1832, erschien das gediegene Werk von Karsten: „System der Metallurgie.“

In der neuesten Zeit haben namentlich Scheerer und Kerl, der Erstere in seinem Lehrbuche der Metallurgie, der Letztere in seinem Handbuche der metallurgischen Hüttenkunde die Wissenschaft auf eine ihrem jetzigen Stande entsprechende Weise dargestellt.

---

Neuere für das Studium der Metallurgie empfehlenswerthe Schriften:

**Lampadius**, Handbuch der allgem. Hüttenkunde. 5 Bde. Götting. 1817—27. Supplemente. 2 Bde. 1818 und 1826.

Derselbe, die neuern Fortschritte im Gebiete der gesammt. Hüttenkunde. Freiberg 1839.

Derselbe, Grundriss einer allgem. Hüttenkunde. Göttingen 1827.

**Karsten**, Grundriss der Metallurgie. Breslau 1818.

Derselbe, System der Metallurgie. Nebst Atlas. 5 Bde. Berlin 1831 und 1832.

**Wehrle**, Lehrbuch der Probir- u. Hüttenkunde. 2 Bde. Mit Atlas. Wien 1841.

**Scheerer**, Lehrbuch der Metallurgie, mit besonderer Hinsicht auf chem. und physikal. Principien. Braunschw. Bd. I. 1848. Bd. II., Lief. 1 u. 2 1853.

**Rammelsberg**, Lehrbuch der chemischen Metallurgie. Berlin 1850.

**Kerl**, Handbuch der metallurg. Hüttenkunde. 3 Bde. Freiberg 1855.

# Präparativer Theil der Hüttenkunde.

## I. Abschnitt.

### A. Von den Erzen.

Erze nennt der Hüttenmann die durch den Bergbau gewonnenen Erzeugnisse des Mineralreichs, welche durch metallurgische Operationen zu Gute gemacht werden sollen. Die specielle Bezeichnung der Erze geschieht im Allgemeinen nach dem Metall, auf welches sie verarbeitet werden sollen und zwar entweder nach dem, welches den Hauptbestandtheil bildet, oder welches den grössten Werth hat. Z. B. Blei-, Kupfer-, Zink-, Zinn-, Eisenerz etc., oder man nennt ein Erz, welches ausser diesen Metallen auch Silber enthält, ein Silbererz, obgleich der Silbergehalt darin geringer ist, als der der andern Metalle. Andere speciellere Benennungen der Erze erfolgen nach der Art der Aufbereitung, z. B. gepochtes, gesetztes, gewaschnes Erz, (Schlieg); ferner benennt man sie auch nach der Art ihrer Zugutemachung, z. B. Roherz, Zuschlagerz, Amalgamirerz oder nach dem Vorwalten des eigentlichen Erzes gegen erdige Bestandtheile und umgekehrt, wie z. B. kiesiges Erz, Dürrerz.

In wissenschaftlicher Hinsicht classificirt man die Erze nach den verschiedenen Zuständen, in welchen die Metalle in der Natur vorkommen und zwar unterscheidet man

1) Erze, welche gediegene d. h. regulinische Metalle enthalten, z. B. Silber, Gold, Kupfer, Quecksilber.

2) Erze, in welchen die Metalle vererzt, d. h. mit Schwefel, Antimon, Arsen, (Selen), verbunden

sind, z. B. Bleiglanz $\dot{P}b$, Kupferkies $\dot{G}u\,\ddot{F}e$, Arsenkies $FeAs + FeS^2$, Fahlerz $(\dot{G}u\,\dot{A}g\,\dot{F}e\,\dot{Z}n)^4\ (\ddot{S}b\,\ddot{A}s)$, Rothgiltigerz $\dot{A}g^3\ (\ddot{S}b, \ddot{A}s)$.

3) Erze, in welchen die Metalle mit Sauerstoff als Oxyde und mit Sauerstoff und Wasser als Oxydhydrate verbunden sind, im ersteren Falle z. B. Magneteisenstein $\dot{F}e\,\ddot{F}e$, Rotheisenstein $\ddot{F}e$, Zinnstein $\ddot{S}n$, Rothkupfererz $\dot{G}u$, im zweiten Falle z. B. Brauneisenstein $\ddot{F}e^2\dot{H}^3$.

4) Erze, in welchen die Metalle entweder als Oxyde an Säuren gebunden sind, oder mit Chlor, Brom und Jod vorkommen. Z. B. Kupferlasur $2\dot{C}u\,\ddot{C} + \dot{C}u\dot{H}$, Grünbleierz $PbCl + 3\dot{P}b^3\ (\ddot{P}\,\ddot{A}s)$, Chlorsilber $AgCl$.

Die Erze der ersten Classe, sind nicht immer Gegenstand hüttenmännischer Bearbeitung, denn ihre Zugutemachung ist in der Regel sehr einfach und reducirt sich, sobald die Metalle feuerbeständig sind, allein auf eine Abscheidung der erdigen Gangarten in erhöhter Temperatur. Es wird dabei Beides unter Zuschlag eines auf die erdigen Theile verschlackend wirkenden Mittels in Fluss gebracht, so dass das schwerere Metall Gelegenheit hat, sich abzusetzen. Es gehört hieher die Gewinnung des Silbers aus dem gediegenen Silber zu Kongsberg, die des Goldes aus mit Quarz verunreinigten, gediegenem Golde etc. Ist das Metall flüchtig, so geschieht die Abscheidung durch eine einfache Destillation (Gewinnung des Quecksilbers an einig. O.).

Grösstentheils hat man aber mit den drei letztgenannten Klassen der Erze zu thun und muss diese Verbindungen der Metalle durch Zusatz anderer Körper aufheben, wodurch oft wieder neue Verbindungen entstehen. Es ist dann die Aufgabe des Hüttenmannes solche Verbindungen zu erzeugen, aus denen die Metalle auf einfache und leichte Weise wieder abgeschieden und für sich rein dargestellt werden können.

In den meisten Fällen liegen Gruben und Aufbereitungswerkstätten mehr oder weniger entfernt von den Hütten, es muss daher bei dem Transporte der Erze auf Wohlfeilheit,

Sicherheit und Vermeidung jeden Verlustes gesehen werden. Auf der Hütte werden die Erze nach dem Gewichte, nur in einzelnen Fällen nach dem Maasse übernommen. Man wendet zum Abwiegen meistentheils gewöhnliche Waagen an, kann sich aber auch, obwohl nur bei weniger werthvollen Erzen, mit Vortheil und Zeitersparniss der Brückenwaagen bedienen. Bei Anwendung der erstern wiegt man einen bis zwei Centner auf einmal ab und nimmt von jeder dieser Posten zur Erlangung einer möglichst genauen Durchschnittsprobe des Erzes eine kleine Quantität mittelst eines Löffels weg. Bei Abwiegung grösserer Mengen auf Brückenwaagen oder beim Vermessen der angelieferten Erze muss nach erfolgtem Aufstürzen der gewogenen oder abgemessenen Post von möglichst vielen Stellen derselben eine Probenahme erfolgen. Hiervon wird dann wieder eine verjüngte Probe genommen und so fortgefahren, bis man die zur Anstellung der nöthigen Proben hinreichende Quantität Erz erhalten hat.

Eine dem Abwiegen der Erze unmittelbar folgende Arbeit des Hüttenmanns besteht darin, den Feuchtigkeitszustand dieser Erze zu ermitteln, d. h. eine Nässprobe damit anzustellen. Auf den Freiberger Hütten, wo der Zollcentner zu 50 Kilogr. eingeführt ist, wird die Nässprobe auf die Weise gefertigt, dass man 1 Probircentner Erz (Nässcentner, d. s. 75 Grm.) auf einen bis circa 80° R. reichlich erwärmten eisernen Trockenblech mit Hülfe eines ebenfalls erwärmten eisernen Spatels so lange behutsam durchrührt, bis alle Feuchtigkeit verschwunden und das Erz staubig wird. Zu starke Hitze muss möglichst vermieden werden, weil sonst die Hydrate zersetzt und Schwefel und andere flüchtige Substanzen fortgehen könnten, in solchen Fällen aber die Nässprobe unrichtig ausfallen würde. In ähnlicher Weise fertigt man die Nässprobe auch an andern Orten.

Probiren der Erze. Von der grössten Wichtigkeit bei dem Hüttenbetriebe ist die Bestimmung des Metallgehaltes und des Verhaltens der zu verarbeitenden Erze und Producte, d. h. das Probiren derselben. Man bedient sich hierzu entweder des trocknen oder des nassen Weges. Ersterer ist in vielen Fällen, wegen der Schnelligkeit und Leichtigkeit, mit

welcher ein für die Praxis hinreichend genaues Resultat dadurch erhalten wird, der zweckmässigste und zuweilen sogar der einzig sichere. (Z. B. Bestimmung des Silber- und Goldgehaltes in ärmeren Erzen.)

Hinsichtlich des verschiedenen Zweckes, zu welchem die Proben angestellt werden, kann man folgende unterscheiden:

1) Die Kaufprobe oder merkantilische Probe. Durch sie wird der Metallgehalt der Erze und Producte bestimmt.

2) Die Betriebsprobe. Man beabsichtigt damit, das Verhalten der Erze und Producte beim Schmelzen im Kleinen kennen zu lernen, um dadurch auf ihr Verhalten im Grossen zu schliessen.

3) Die controlirende Probe wird angestellt, um die Höhe der Verluste beim Ausbringen im Grossen zu bestimmen. Man ermittelt hierzu möglichst genau den Metallgehalt der zu verarbeitenden Erze und der bei der Verarbeitung derselben gefallenen Producte, was in den meisten Fällen nur mit Hülfe des nassen Weges geschehen kann.

4) Die analytische Probe. Mit ihr bezweckt man die qualitative und quantitative Bestimmung aller Bestandtheile eines Erzes oder Productes. Sie ist vorzugsweise bei der Anlage neuer Hüttenwerke und bei dem Vorkommen neuer Erze von Wichtigkeit, deren Natur und Verhalten noch unbekannt ist.

Selten wird bei Hüttenwerken eine Sorte Erz für sich allein zu gute gemacht, in der Regel geschieht diess gemeinschaftlich mit andern Sorten, und es gehen dann dieser Zugutemachung gewisse Vorbereitungsarbeiten voraus, welche in einem

## Beschicken und Gattiren

der Erze bestehen.

Unter Beschicken versteht der Hüttenmann ein Mengen der zu verarbeitenden Erze sowohl unter sich als auch mit andern Substanzen. Das Beschicken erfolgt aus verschiedenen Gründen und zwar:

1) um eine nach der Erfahrung sich als zweckmässig zeigende Quantität des darzustellenden Metalls oder Productes

zu erhalten, oder auch, was damit häufig im Zusammenhange steht, in dem auszubringenden Product einen Metallgehalt von gewisser Höhe zu erreichen. (Rohsteingehalt der Beschickung bei der Roharbeit, Silber- und Bleigehalt der Beschickung bei der Bleiarbeit).

2) Beschickt man, um einen guten Schmelzgang hervorzubringen. Hierzu lassen sich die Lehren der Stöchiometrie mit Vortheil anwenden. (Zuschlag von Kalkstein beim Verschmelzen quarziger und thonerdehaltiger Eisenerze.)

3) Erfolgt die Beschickung, um manche Abfälle von andern Schmelzprocessen mit zu Gute zu machen. (Flugstaub, reiche Schlacken, Ofenbrüche etc.)

Unter Gattiren versteht man ein Vermengen von Erzen, welche ein und dasselbe zu gewinnende Metall enthalten, deren Gehalt aber verschieden ist, und die auch ein verschiedenes Verhalten bei ihrer Verschmelzung zeigen.

Das Beschicken und Gattiren muss bei der Ausführung so genau als möglich geschehen, weil eine innige Mengung der zu verschmelzenden Erze und Zuschläge nur von Vortheil ist. Erze und Zuschläge werden daher am besten in schwachen Schichten über einander gebettet und beim Aufgeben auf die Gicht des Ofens ist darauf zu sehen, dass die Beschickung stets senkrecht weggefüllt werde.

Die Quantität der Beschickung, welche in einer gewissen Zeit sur Verarbeitung kommt, wird die Schicht, der Vorlauf, das Vormaass, Vorlaufen, die Möllerung genannt; der Ort, wo sie liegt, heisst der Gicht-, Schicht- oder Möllerboden, das Möllerbett.

## B. Von den Zuschlägen und Flüssen.

Zuschläge nennt man diejenigen Substanzen, welche den Erzen und Producten bei ihrer Verarbeitung zur Abscheidung irgend eines nutzbaren Bestandtheils zugesetzt werden; unter Flüssen aber versteht man Substanzen, welche lediglich die Schmelzung der Erze und Producte bewirken oder beschleunigen sollen. Wenn schon diese beiden Begriffe von Zuschlägen und Flüssen fest stehen, so ist ein Zuschlag doch öfters auch

zugleich ein Flussmittel. In Nachstehendem soll nun eine Uebersicht derjenigen Zuschläge gegeben werden, welche am häufigsten zur Anwendung kommen. Je nach dem Zwecke, zu welchem sie verwendet werden, kann man folgende unterscheiden:

### 1) Röstzuschläge.

Sie werden beim Rösten der Erze in Oefen angewendet. Es gehören hierher:

Kohle in der Gestalt von Lösche oder auch Koakskläre, auch benutzt man wohl Sägespähne und Tannennadeln; Aetzkalk in Gestalt von Mehl, zur Aufnahme von Säuren, die durch blosse Hitze sich nur schwierig entfernen lassen. Kochsalz, zur Bildung von Chlorsilber bei der Röstung der zu amalgamirenden, oder durch Extraction mittelst Kochsalzlösung zu entsilbernden Erze und Producte. Eisenvitrol, zur Röstung der Amalgamaerze, wenn die Beschickung zu arm an kiesigen Erzen ist, auch zum Rösten der Kobaltspeise, welche amalgamirt werden soll.

### 2) Schmelzzuschläge.

Mit ihrer Anwendung bezweckt man theils eine gute Schlackenbildung herbeizuführen, theils verschiedene Säuren, namentlich Schwefelsäure, Arsensäure, Phosphorsäure zu absorbiren, theils auch Metalle aus ihren Verbindungen mit Schwefel auszuscheiden. Die Schmelzuschläge lassen sich eintheilen in

#### a. Erdige Zuschläge.

Kohlensaurer Kalk, als Kalkstein oder Marmor, in Pulverform oder kleinen Stücken. Da die Kalksilicate mit andern strengflüssigen Silicaten leichtflüssigere Silicatverbindungen bilden, so ist er auch zugleich als Flussmittel anzusehen. Ein Mangangehalt mancher Kalksteine ist nur vortheilhaft, weil das Manganoxydul eine sehr gute Schlackenbasis abgiebt. Talkerdehaltige Kalksteine sind dagegen wenig zu empfehlen, höchstens bei solchen Erzen, welche selbst frei von Talkerde sind. Man bedient sich des Kalksteins in den meisten Fällen noch im rohen Zustande; zweckmässig ist es jedoch, ihn vorher durch Brennen von seiner Kohlensäure zu befreien.

Flussspath; schmilzt bei hoher Temperatur schon für

sich ziemlich leicht. Er wirkt auf zweierlei Weise flussbefördernd; einmal nämlich dadurch, dass er sich mit den Silicaten, deren Schmelzbarkeit er befördert, leicht verbindet und zweitens, indem er bei seiner Zersetzung in Verbindung mit Kieselerde flüchtiges Fluorkiesel bildet und dadurch Kieselerde wegführt (Gichtensand bei Eisenhohöfen). Der Flussspath beschleunigt und erleichtert also nicht allein die Schlackenbildung, sondern er vermindert sie zugleich auch, während der Kalkstein sie vermehrt.

Schwerspath. Bei hoher Temperatur wird der Schwerspath von Kieselerde allein nur schwierig zerlegt, bei Gegenwart verschiedener Schwefelmetalle, namentlich Schwefeleisen dagegen sehr schnell, indem sich unter wechselseitiger Zersetzung Schwefelbarium, Baryterde, Eisenoxydul und Schwefeleisen bilden. Die Baryterde giebt dann für die Schlacke eine kräftige Basis und vorzügliches Flussmittel ab. Man benutzt desshalb den Schwerspath zuweilen zur Bildung von Schwefelmetallen und namentlich mit grossem Vortheil, wenn es sich darum handelt, kein eisenreiches Product zu erzielen (z. B. Concentration von kupfer- und bleihaltiger Nickelspeise).

Thonfossilien, als Lehm, Töpferthon, zuweilen auch Thonschiefer, werden namentlich bei kalkreichen Beschickungen mit Vortheil angewendet, indem sie dann durch Aufnehmen der Hälfte bis $^3/_4$ ihres Gewichts von Kalk ein vortreffliches Flussmittel abgeben und gute Schlacken bilden.

Kieselfossilien als Quarz, Quarzsand und in Gestalt verschiedener Silicate. In manchen Fällen setzt man den Erzbeschickungen absichtlich kieselerdehaltige Zuschläge zu, wenn sie einen Ueberschuss an basischen Bestandtheilen enthalten. Man wendet häufig zu diesem Zweck auch hochsilicirte Schlacken an.

### b. Metallische Zuschläge.

Schwefelkies dient bei der Roharbeit zur Extraction des Silbers und Goldes aus Erzen und Schlacken. Er giebt bei der Verschmelzung in Schachtöfen sowohl wie in Flammöfen einen Theil seines Schwefelgehaltes ab, der sich verflüchtigt und auf Oxyde reducirend einwirkt. Das auf einer niedrigern Schwefelungsstufe zurückbleibende Schwefeleisen

nimmt das Silber und Gold, sowie auch andere Schwefelmetalle auf und bildet den Rohstein.

Als Ersatzmittel für den Schwefelkies kann auch Magnetkies dienen. Er bringt bei der Roharbeit als Ansammlungsmittel dieselbe Wirkung hervor wie Schwefelkies, obschon er ärmer an Schwefel ist als dieser. Ebenso kann auch silberarmer Rohstein zu diesem Zweck angewendet werden.

Die in der Natur verkommenden Oxyde des Eisens, als Magneteisenstein und Rotheisenstein Diese Verbindungen werden bei hinreichend hoher Temperatur unter Einwirkung der Kohle oder reducirend wirkender Gase zum Theil zu metallischen Eisen reducirt, welches sich dann mit dem Schwefel der zerlegbaren Schwefelmetalle verbindet. Da sich jedoch nur ein Theil zu metallischen Eisen reducirt und der übrige verschlackt wird, so müssen diese Fossilien in grossen Quantitäten zugeschlagen werden. Man wendet an der Stelle derselben zuweilen auch gerösteten Schwefel- oder Magnetkies oder zugebrannten Rohstein an.

Braunstein. Wird hauptsächlich beim Frischen des Roheisens angewendet. Als Zuschlag beim Verschmelzen mancher Eisenerze wirkt er sehr vortheilhaft, da das sich bildende Manganoxydul eine sehr gute Schlackenbasis ist.

Bleioxyd. Die Glätte und der Heerd vom Abtreiben des Werkbleies dienen wiederum bei Gold- und Silberschmelzprocessen zur Bildung von Werkblei.

Roheisen, in Form von Granalien oder auch Wascheisen. Es wird vorzüglich beim Verschmelzen roher Bleiglanze als Niederschlagsmittel angewendet, ferner zur Niederschlagung des Antimons aus dem Schwefelantimon.

Schwarzkupfer und Gaarkupfer werden zuweilen als Zuschlag beim Abtreiben des Werkbleies und Feinbrennen des Bleisilbers verwendet.

Blei setzt man beim Gaarmachen unreinen Kupfers zu.

Endlich dürften hierher noch die Schlacken zu rechnen sein, welche wegen ihres Eisengehaltes und ihrer Leichtflüssigkeit häufig den Beschickungen beim Kupfer-, Silber- und Bleihüttenprocess zugesetzt werden. Ihre Anwendung in Stücken ist bei pulverförmigen Erzen im Schachtofen von

grossem Vortheil, da sie dann das leicht erfolgende Versetzen des Ofens verhindern.

c. Salzige Zuschläge.

Derartige Zuschläge werden seltener bei der Zugutemachung der Erze in Oefen als vielmehr bei Tiegelschmelzungen angewendet. Es gehören namentlich hierher: Soda, Potasche, Glaubersalz, Salpeter und Kochsalz.

3. Zuschläge bei Hüttenprocessen auf nassem Wege.

Eisen und Kupfer, meist in Gestalt von Abfällen, bei Bereitung von Vitriolen und zum Niederschlagen der Metalle.

Quecksilber bei der Amalgamation, zur Aufnahme des Silbers.

Magistral, ein Gemenge von geröstetem Kupfer- und Schwefelkies bei der amerikanischen Amalgamation der Silbererze.

Schwefelsäure zur Goldscheidung und Darstellung von Vitriol aus oxydischen oder gerösteten Kupfererzen und kupferhaltigen Producten.

Kochsalzauflösung zur Extraction des Chlorsilbers bei der Augustin'schen Entsilberungsmethode.

4) Zuschläge bei Sublimations- und Destillationsarbeiten.

Metallisches Eisen, Eisenoxydoxydul und gebrannter Kalk, zur Abscheidung des Schwefels bei der Quecksilberdarstellung aus Zinnober.

Schwefel, Schwefelkies und Arsenkies bei der Bereitung des gelben und rothen Arseniks.

Potasche, bei der Sublimation des Giftmehles, wenn dieses schwefelhaltig ist.

Was endlich die Flüsse anlangt, so sind die hauptsächlichsten derselben schon unter den vorerwähnten Zuschlägen mit aufgeführt worden. Ganz besonders gehören hierher die bei den verschiedenen Hüttenprocessen fallenden Schlacken.

## C. Von den Hüttenproducten.

Die Erzeugnisse der metallurgischen Processe nennt man im Allgemeinen Hüttenproducte. Das Ziel eines jeden derartigen Processes ist immer die Darstellung eines für das industrielle Leben brauchbaren Productes, welches zugleich ein Educt sein kann, z. B. Silber, Blei, Kupfer, Zink, Eisen. Da aber dieses Ziel in den meisten Fällen nur durch Abscheidung anderer Substanzen erreicht werden kann, welche mit dem darzustellenden Metall etc. in der Natur verbunden vorkommen, so entstehen im Verlauf der Processe auch vielfache Nebenproducte, die wiederum Veranlassung zu andern hüttenmännischen Arbeiten geben, oder wenigstens mit dabei verwendet, oder endlich als nutzlos abgeworfen werden. Je zusammengesetzter ein Hüttenprocess ist, desto vielfacher sind auch die Producte, deren Erzeugung dem endlichen Ausbringen vorangeht, und es entsteht hieraus der Begriff von Zwischenproducten. Dieser Begriff ist jedoch ein relativer, indem ein Product in der einen Beziehung schon als das letzte Erzeugniss eines Hüttenprocesses betrachtet werden kann, während es in einer andern Hinsicht nur als Zwischenproduct für eine spätere Arbeit erscheint, z. B. das Roheisen, welches entweder zu Gusswaaren verwendet, oder auf Stabeisen verarbeitet wird.

Die Producte der einzelnen Hüttenprocesse sind nach Maassgabe der darin zu bearbeitenden Stoffe und des Zweckes der Operation sehr verschieden. Man kann sie classificiren:

I) in Producte, deren Erzeugung hauptsächlich beabsichtigt wird; dahin gehören sowohl die Educte, als auch der grösste Theil der Neben- oder Zwischenproducte.

II) in Producte, deren Entstehung mehr zufällig und im Ganzen von geringerer Bedeutung ist. Hierher würden namentlich die sogenannten Abfälle zu rechnen sein.

Vom chemischen Standpunkte aus betrachtet, kann man die Producte der ersten Classe eintheilen in:

1) Metalle und Legirungen.
2) Schwefelmetalle.
3) Arsenmetalle.
4) Kohlenstoffmetalle.

5) Verbindungen von Erden unter sich oder mit Metalloxyden (Schlacken).

6) Oxyde.

Die Producte der zweiten Classe bestehen ebenfalls aus Metallen, Schwefelmetallen oder Metalloxyden, und es sind dahin hauptsächlich zu rechen: Ofenbrüche, Geschur und Gekrätz, Flugstaub, und die Producte des Abtreibeprocesses: der Abzug, der Abstrich und der Heerd.

### 1) Metalle.

Die Darstellung der Metalle findet bei den Hüttenprocessen auf verschiedene Weise statt:

a) Bei erhöhter Temperatur durch Reduction ihrer natürlichen oder künstlichen Oxyde und Salze, in Folge der Einwirkung von Kohlenstoff, welcher sich dadurch in Kohlenoxydgas oder Kohlensäure umändert, wobei aber in manchen Fällen zur Abscheidung von feuerbeständigen Säuren ein Zuschlag von Kalk nöthig ist. Z. B. Reduction von Blei aus Bleioxyd, Glätte, ($\dot{P}b$,) kohlensaurem Bleioxyd ($\dot{P}b\,\ddot{C}$) und Grünbleierz ($Pb\,Cl + 3\,\dot{P}b^3\,(\dddot{P}, \dddot{A}s)$), im letztern Falle unter Zuschlag von Kalk zur Aufnahme der Phosphorsäure, ferner Reduction von Kupfer aus Malachit ($\dot{C}u^2\,\ddot{C} + \dot{H}$), Kupferlasur ($2\,\dot{C}u\,\ddot{C} + \dot{C}u\,\dot{H}$), phosphorsaurem Kupferoxyd ($\dot{C}u^5\,\dddot{P} + {}_5\,\dot{H}$) (unter Zuschlag von Kalk), ferner Reduction von Eisen aus Eisenglanz, Rotheisenstein ($\ddot{F}e$).

b) In Folge Zersetzung ihrer natürlichen oder künstlich erzeugten Schwefelverbindungen durch andere Metalle, welche zu dem Schwefel grössere Verwandtschaft haben.

Werden nämlich Schwefelmetalle, die auf einer niedrigen Schwefelungsstufe stehen, mit regulinischen Metallen verschmolzen, so erfolgt, wenn eine hinreichende Menge von dem Metall hinzukommt, und dasselbe eine grössere Verwandtschaft zum Schwefel besitzt, als das mit Schwefel bereits verbundene, eine vollständige Zerlegung. Z. B. aus der Schmelzung von Bleiglanz mit metallischen Eisen resultiren metallisches Blei und Schwefeleisen.

Enthält der Bleiglanz Schwefelsilber, so wird das Silber

gleichzeitig mit dem Blei auf dieselbe Weise vom Eisen ausgeschieden und man erhält eine Mischung von Blei und Silber.

Ist die Menge des metallischen Eisens grösser als zur Zersetzung des Schwefelmetalles nöthig, so entsteht Schwefeleisen auf einer niedrigeren Schwefelungsstufe:

Z. B. Bleiglanz mit der doppelten Menge von Eisen verschmolzen giebt metallisches Blei und Halbschwefeleisen.

($\dot{P}b + 2\,Fe = Pb$ und $\dot{F}e$.)

Ebenso wie das Schwefelblei verhält sich das Schwefelzink zum Eisen; so wird beim Schmelzen von Zinkblende mit metallischem Eisen Zink, welches dampfförmig entweicht und Schwefeleisen erzeugt. ($\dot{Z}n + Fe = Zn$ und $\dot{F}e$.)

Von den Metallen Kupfer, Eisen, Zinn, Zink, Blei, Silber, Antimon und Arsen hat das Kupfer die stärkste und Arsen die schwächste Verwandtschaft zum Schwefel; bei den übrigen genannten Metallen ist die Verwandtschaft um so stärker, je näher sie in der aufgeführten Reihe dem Kupfer stehen.

Die Ausscheidung der Metalle geschieht ferner:

c) Durch Aussaigern.

Z. B. um das in den Nickel- und Kobalterzen häufig vorkommende Wismuth zu gewinnen, werden die betreffenden Erze gehörig zerkleint in eisernen etwas geneigten Röhren erhitzt, wobei das Wismuth wegen seiner leichteren Schmelzbarkeit ausschmilzt (aussaigert).

d) Durch Verschmelzen mit Blei oder bleiischen Producten und nachherigem Abscheiden des Bleies durch ein oxydirendes Schmelzen (Abtreiben).

Dieses Verfahren ist namentlich bei der Gewinnung von Gold und Silber in Anwendung. Es wird in diesem Fall das in dem Erze enthaltene metallische Gold und Silber entweder mit dem Blei sogleich verbunden, oder das Silber wird als Schwefelsilber erst durch einen Theil des Bleies zerlegt.

e) Durch Ausziehung aus ihren Erzen und Producten mittelst Amalgamation.

Die hierbei erlangte Verbindung des Goldes und Silbers mit Quecksilber, Amalgam genannt, wird einem Destillationsprocess unterworfen, wobei das Quecksilber dampfförmig ent-

weicht und als solches wieder condensirt wird, während Gold und Silber metallisch zurückbleiben.

f) Durch Extraction des durch eine Vorarbeit in ein Chlormetall oder schwefelsaures Metalloxyd verwandelten Metalls mit Kochsalzauflösung oder heissem Wasser und Ausscheidung des Metalls durch ein anderes; z. B. Silber aus seiner Verbindung mit Chlor oder als Oxyd mit Schwefelsäure durch Kupfer.

g) Durch Verwandlung des regulinischen Metalls mittelst Chlorgas in ein in Wasser auflösliches Chlorid; z. B. das Gold, wenn solches sehr fein zertheilt in Erden oder Oxyden vorkommt.

Die Grade der Reinheit der ausgebrachten Metalle bezeichnet man mit dem Wort: fein, roh oder gaar; z. B. Feinsilber, Feingold, Rohkupfer, Gaarkupfer etc.

### 2) Schwefelmetalle.

Zu den wichtigsten Zwischenproducten, welche bei den Schmelzprocessen im Grossen erzeugt werden, gehören die einzelnen Schwefelmetalle und ihre Verbindungen, welche den Namen Steine oder Leche führen. Ihre specielle Bezeichnung erhalten sie nach den Processen, bei welchen sie fallen, durch ein vorgesetztes Beiwort; so heisst z. B. der Stein, welcher bei der Silberroharbeit erzeugt wird, Rohstein; der von der Bleiarbeit, Bleistein; der beim Verschmelzen der Kupfererze oder des gerösteten kupferhaltigen Bleisteins fallende Stein, Kupferstein, und derjenige Stein, der sich bei der Schwarzkupferarbeit bildet, Dünnstein oder Kupferlech.

Ueber die Bildung dieser Producte und ihr Verhalten ist im Allgemeinen Folgendes zu bemerken:

a) Wenn Schwefelmetalle, die auf einer höheren Schwefelungsstufe stehen, eingeschmolzen werden, so entweicht ein Theil des Schwefels und es bildet das geschmolzene Schwefelmetall eine niedrigere Schwefelungsstufe. Bei langsamen Schmelzen unter Einwirkung von Gebläseluft wird öfters ein Theil des Schwefelmetalls gänzlich entschwefelt, das Metall wird frei und bleibt im regulinischen Zustand oder als Oxyd zurück, oder entweicht dampfförmig oder vermengt sich mit dem unzersetzt bleibenden Schwefelmetall.

Geht dagegen das Schmelzen sehr rasch von Statten, so bleibt öfters ein kleiner Theil der höheren Schwefelungsstufe unzerlegt und mit der Hauptmasse der gebildeten niederen Schwefelungsstufe gemengt.

b) Enthalten die Erze mehrere Schwefelmetalle auf höheren Schwefelungstufen, so vereinigen sich diese bei dem Schmelzen zu gemischten neuen Schwefelmetallen von niedrigen Schwefelungsstufen.

c) Werden die auf hohen Schwefelungsstufen stehenden Schwefelmetalle mit regulinischen Metallen zusammengeschmolzen, so verwandeln sich letztere auf Kosten der ersteren ebenfalls in Schwefelmetalle und es entstehen niedrigere Schwefelungsstufen.

d) Natürliche oder künstliche Schwefelmetalle — Erze oder Steine — in Berührung mit atmosphärischer Luft geglüht, absorbiren aus der Luft Sauerstoff und verwandeln sich in freie und schwefelsaure Metalloxyde. Werden diese Producte dann in Berührung mit Kohle geschmolzen, so erzeugen sich wiederum Steine auf niedrigen Schwefelungsstufen stehend; zugleich scheidet sich aber auch ein Theil der Metalle im regulinischen Zustande ab.

e) Alle diejenigen natürlichen und künstlichen Schwefelmetalle, deren schwefelsaure Oxyde durch Hitze zersetzbar sind, verwandeln sich durch Glühen an der Luft in reines Oxyd.

f) Die Schwefelverbindungen der wenig oxydirbaren Metalle zersetzen sich im Allgemeinen mit Metalloxyden in der Hitze gegenseitig; in der Regel thun dies viele Schwefelverbindungen und Oxyde ein und desselben Metalles, z. B. Bleiglanz und Bleiglätte, Schwefelkupfer und Kupferoxyd. Werden beide im richtigen Verhältniss angewendet, so wird das Schwefelmetall vollständig zerlegt; der Schwefel entweicht gänzlich als schwefligsaures Gas und es bleibt das Metall im reinen Zustand zurück.

Die Schwefelmetalle ein und desselben leicht oxydirbaren Metalls verbinden sich hingegen mit einander, ohne sich zu zerlegen. Diese Verbindung nennt man basische Schwefelmetalle oder Oxysulfurete; z. B. Schwefeleisen mit Eisen-

oxyd, Schwefelantimon mit Antimonoxyd, Schwefelzink mit Zinkoxyd.

Einige Schwefelmetalle vereinigen sich aber auch mit den Oxyden anderer Metalle; z. B. Schwefeleisen, Schwefelantimon mit Bleioxyd etc.

Früher sah man diese Schwefelverbindungen oder Steine nur als zufällige Gemenge von Schwefelmetallen an. Berzelius machte zuerst durch seine Lehre von den Schwefelsalzen auf eine grosse Classe von Verbindungen aufmerksam, bei denen der Schwefel sich analog dem Sauerstoff in dessen Salzen verhält, und ebenso wie dieser, seine Säuren und Basen bildet. Bredberg trug diese Lehre auf die Schwefelverbindungen über, welche sich bei den verschiedenen Schmelzprocessen bilden.*)

Er zeigte durch Versuche, dass die Steine grossentheils, bis auf einige wenige Verbindungen, besondere Species von Schwefelmetallen enthalten und als Schwefelsalze, oder als Schwefelverbindungen electronegativer Körper mit electropositiven zu betrachten sind.

Bezeichnet man nämlich mit R das metallische Radical, mit $\dot{R}$ das Metall mit 1 Atom Schwefel ($\dot{Fe}$, $\dot{Pb}$, $\dot{Zn}$, $\dot{Ag}$), mit $\dot{\ddot{R}}$ das Doppelatom des Radicals mit 1 Atom Schwefel ($\dot{\ddot{Cu}}$, $\dot{\ddot{Fe}}$, $\dot{\ddot{Pb}}$) mit $\dddot{R}$ das Doppelatom des Radicals mit 3 Atomen Schwefel $\dddot{Sb}$, $\dddot{As}$, so können zunächst 3 Classen durch folgende allgemeine Formeln ausgedrückt werden:

1) $\dot{R}^n\ \dot{R}$

2) $\dot{\ddot{R}}\ \dot{\ddot{R}}$

3) $\dddot{R}\ \dddot{R}^n$

in denen n die Bedeutung einer einfachen ganzen Zahl hat.

Treten zu diesen Verbindungen noch Schwefelmetalle von der Zusammensetzung $\dddot{R}$, so gestalten sich obige Formeln folgendermaassen:

---

*) Erdm. Journ. Bd. 5, S. 237.

1) $\dot{R}^n \dddot{R} + m\dot{R}^n \dot{R}$

2) $\dot{R}^n \dddot{R} + m\dot{R}\ \dot{R}$

3) $\dot{R}^n \dddot{R} + m\dot{R}\ \dot{R}^n$

Zu bemerken ist, dass, während in jeder Classe der Schwefelgehalt nur innerhalb sehr enger Grenzen variirt, die relativen Quantitäten der Metalle bedeutend mit einander wechseln können, ohne dass dadurch das allgemeine Vereinigungsgesetz gestört wird.*)

---

*) Beispiel für die Aufstellung einer chemischen Formel für einen Rohstein von der Verschmelzung silberarmer kiesiger Erze von der Muldner Hütte bei Freiberg. Die Analyse dieses Rohsteins hat ergeben:

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| Schwefel | 26,702 | | | |
| Eisen | 57,781 | erfordern | 16,55 | $= \dot{F}e.$ |
| Blei | 4,996 | - | 0,77 | $= \dot{P}b.$ |
| Kupfer | 4,416 | - | 1,11 | $= \dot{C}u.$ |
| Zink | 2,618 | - | 1,31 | $= \dot{Z}n.$ |
| Nickel | 1,312 | - | 0,71 | $= \dot{N}i.$ |
| Silber | 0,086 | - | 0,01 | $= \dot{A}g.$ |
| Arsenik | 0,240 | - | 0,16 | $= \dddot{A}s.$ |
| | 98,151 | | 20,62 | |

Vergleicht man die durch die Analyse und die durch Berechnung gefundene Schwefelmenge mit einander, so hat man

$$26{,}702 - 20{,}62 = 6{,}082\ S$$

mehr, woraus hervorgeht, dass nicht alles Eisen als Halbschwefeleisen ($\dot{F}e$), sondern auch ein Theil desselben als Einfachschwefeleisen ($\dot{F}e$) darin enthalten ist. Es beträgt mithin die gesammte zur Bildung von Schwefeleisen nöthige Menge an Schwefel:

$$16{,}55 + 6{,}082 = 22{,}632.$$

Man ermittelt durch Division der vorhandenen Eisen- und Schwefelmengen durch die betreffenden Atomgewichte, die Atomverhältnisse beider. Es ist das

Atomgewicht vom Eisen 350,5 daher $\frac{57{,}781}{350{,}5} = 0{,}164$

- - Schwefel 200,7 - $\frac{22{,}632}{200{,}7} = 0{,}102,$

demnach das Verhältniss von Fe zu S

1,6 : 1 d. i. beinahe 3 : 2;

Es gehören nun unter die Steine der ersten Classe:

a) Bleistein, welcher beim Verschmelzen von gerösteten Bleierzen mit einem Zuschlag von zugebranntem Rohstein und Bleischlacken fällt, wie es bei der Freiberger Bleiarbeit der Fall ist.

b) Der bei der Schwarzkupferarbeit fallende Dünnstein oder Lech. Er besteht der Hauptsache nach aus: $\dot{Cu}^2\,\dot{Fe}$, enthält aber meistentheils grössere oder kleinere Mengen von $\dot{Fe}$; auch ist bei bleiischen und zinkischen Kupfersteinen ein Theil des Einfachschwefeleisens durch Schwefelblei und Schwefelzink ersetzt. Seine Zusammensetzung würde hiernach sein:

$$(\dot{Cu}\,\dot{Fe})^2 + (\dot{Fe}, \dot{Zn}, \dot{Pb}).$$

c) Die Steine vom Verschmelzen solcher Kupfererze, die hauptsächlich Kupferkies, Buntkupferkies und Kupferglanz enthalten, wie es in Mannsfeld der Fall ist.

d) Steine vom Kupferstein-Concentrationsschmelzen.

In die zweite Classe sind zu rechnen:

a) Der beim Verschmelzen silberarmer kiesiger Erze fallende Rohstein.

b) Der bei der Verschmelzung kupferkiesiger Erze fallende Kupferstein.

c) Der bei Bleierzschmelzungen fallende Stein, wenn geröstete, mit Schwefelkies gemengte Bleiglanze mit Zuschlägen von gerösten Schwefelkiesen oder Rohsteinen verschmolzen werden. Diese Steine bestehen in der Regel nur aus: $(\dot{Cu}, \dot{Pb}, \dot{Fe}) + (\dot{Fe}, \dot{Zn})$.

Hierher gehören die silberhaltigen Bleisteine von Fahlun, Sala etc.

Zur dritten Classe gehören die sehr schwefelreichen Steine, die beim Verschmelzen der Steine der zweiten Classe mit einem Zuschlag von ungerösteten Schwefelkies fallen; ferner bilden sich diese höheren Schwefelverbindungen beim

---

so dass 3 At Fe mit 2 At S verbunden sind, entsprechend der Formel $\dot{Fe}\,\dot{Fe}$. Da nun $\dot{Zn}$, $\dot{Ni}$, $\dot{Ag}$, $\dot{Pb}$ ohne Zweifel mit dem $\dot{Fe}$ isomorph sind, dagegen $\dot{Cu}$ mit $\dot{Fe}$, so ist die allgemeine Formel für diesen Rohstein $(\dot{Fe}, \dot{Zn}, \dot{Ni}, \dot{Ag}, \dot{Pb})\,(\dot{Fe}, \dot{Cu})$ mit geringen Beimengungen von $\dddot{As}$.

Rösten der kupferhaltigen Steine, wo sie sich unter der abgerösteten äusseren Schale als ein Kern von grünlich-gelbem, kupferkiesartigem Ansehen finden.

### 3) Arsenmetalle (Speisen).

Die metallisch glänzenden Producte, in welchen statt des Schwefels Arsen als electronegativer Bestandtheil vorwaltet, führen allgemein den Namen: Speisen. Sie bilden sich vorzüglich bei dem Verschmelzen eisen-, nickel-, kobalt- und arsenhaltiger Erze, ihre Zusammensetzung aber ist in den meisten Fällen (Fe, Ni, Co) $^{4}$As, seltner (Fe, Ni, Co) $^{3}$As, in sehr veränderlichen Verhältnissen der basischen Metalle, gemengt mit Ḟe, Ḟe, Ṗb, Ċu, Ż̇n, Ȧg, S̈b, Bi.

Die Speise unterscheidet man nach den verschiedenen Arbeiten, bei denen sie fällt, in Kobaltspeise, welche aus (Ni, Co) $^{3}$As, seltner aus (Ni, Co) $^{4}$As mit eingemengtem Wismuth und Arseneisen besteht und sich bei der Verarbeitung von Kobalterzen auf Smalte bildet; Nickelspeise, vom Verschmelzen nickelhaltiger Erze, enthält: (Ni, Co, Fe) $^{4}$As, oder (Ni, Co, Fe) $^{3}$As, bisweilen mit wenig Schwefelmetallen, von Eisen, Kupfer, Blei und Antimon gemengt; Bleispeise, von der Verarbeitung silber-, kobalt-, nickel- und kupferhaltiger Bleierze über Schachtöfen, ist zusammengesetzt aus (Fe, Ni, Co) $^{4}$As in sehr veränderlichen Verhältnissen der basischen Metalle, und enthält noch grössere oder geringere Mengen von Schwefelmetallen (Ċu, Ḟe, Ḟe, Ṗb, Ż̇n); Raffinatspeise, die durch Concentriren und Raffiniren der verschiedenen genannten Speisen erhalten wird und mehr oder weniger frei von Nebenbestandtheilen ist, nähert sich der Zusammensetzung von (Ni, Co) $^{4}$As.

### 4) Kohlenstoffmetalle.

Verbindungen des Kohlenstoffes mit den Metallen finden sich hauptsächlich nur in den verschiedenen Arten des Roheisens und Stahls.

Der Kohlenstoff ist in dem Roheisen theils chemisch gebunden, theils als Graphit mechanisch eingemengt und man

unterscheidet nach dem quantitativen Verhältniss dieser beiden Zustände weisses, halbirtes und graues Roheisen.

Dass sich der Kohlenstoff auch mit dem Kupfer verbindet, wird zwar von Mehreren angenommen, allein es fehlen hierüber noch die nöthigen Erfahrungen.

### 5) Verbindungen von Erden unter sich oder mit Metalloxyden (Schlacken).

Unter Schlacken versteht man im Allgemeinen die bei den meisten metallurgischen Schmelzprocessen sich bildenden mehr oder weniger glasartigen Producte, die entweder als unbrauchbar über die Halde gelaufen oder für eine neue Schmelzung aufbewahrt werden, bei welcher sie entweder als Schmelzmittel oder Oxydationsmittel dienen, oder einen ihrer Bestandtheile noch abgeben sollen. Sie sind durch Schmelzung erzeugte Verbindungen von Erden allein oder von Metalloxyden, die zuweilen mit kleinen Mengen anderer Körper (Ba, Ca, Ca Fl, etc. gemischt sind. Ihre Bildung erfolgt auf zweierlei Weise:

1) durch Vereinigung von Alkalien, Erden und Metalloxyden, welche in den zur Schmelzung gelangenden Erzen, sowie in der Asche des Brennmaterials schon enthalten sind.

2) während der oxydirenden Schmelzung verschiedener Metalle, welche hierdurch gereinigt werden sollen, z. B. beim Gaarmachen des Kupfers; Frischen des Roheisens etc.

Die Schlacken sind als diejenigen Producte zu betrachten, welche bei den meisten Schmelzprocessen im Verhältniss zu den andern Producten in der grössten Quantität erzeugt werden. In früheren Zeiten betrachtete man sie nur als zufällige, ungeregelte Verbindungen von Erden und Metalloxyden. Als man aber, namentlich in Folge der Arbeiten von Berzelius, erkannte, dass in den Mineralien die meisten Verbindungen der Bestandtheile nach bestimmten chemischen Proportionen erfolge, und bei der Untersuchung der Krystallform verschiedener Schlacken sich zeigte, dass die Krystallisation derselben die desjenigen Minerals sei, welche eine mit der Schlacke gleiche oder ähnliche chemische Zusammensetzung habe, so

fand man sich auch veranlasst, den Schlacken eine grössere Aufmerksamkeit zu schenken als bisher. Man fand, dass sich bei der Schlackenerzeugung im Allgemeinen gesättigte chemische Verbindungen zu bilden bestreben, welche unter günstigen Umständen vollständige Krystalle bilden. Aber auch diejenigen Schlacken, welche keine regelmässige Form besitzen, sind ein Aggregat von bestimmten und gesättigten chemischen Verbindungen, in welchen die Kieselerde die Stelle der Säure einnimmt und mit mehreren Basen einfache oder zusammengesetzte kieselsaure Salze (Silicate) bildet. Diese Silicate stellen zwar oft dem äussern Ansehen nach bloss eine zusammengeflossene Masse dar, allein es lässt sich bei deren chemischer Untersuchung fast in den meisten Fällen ein bestimmtes Verhältniss der binären Verbindungen auffinden.

Berthier,[1]) Bredberg,[2]) Mitscherlich,[3]) Rammelsberg,[4]) Sefström,[5]), Starbäck[6]) haben sich besonders um Erforschung der Natur und chemischen Zusammensetzung der Schlacken sehr verdient gemacht.

Wenn eine Schlacke, dem Schmelzprocess, bei welchem sie fällt, entsprechend zusammengesetzt sein soll, so wird von ihr Folgendes verlangt:

1) Ein geringeres specifisches Gewicht als dasjenige des durch den Schmelzprocess dargestellten Productes ist, so dass sie dessen Oberfläche bedecken und dasselbe gegen Einwirkung unnöthiger Hitze und der Luft schützen kann.

2) Eine Gleichartigkeit in der ganzen Schlackenmasse, weil im entgegengesetzten Fall der Schmelzprocess ein unregelmässiger ist.

3) Eine gewisse Leichtschmelzbarkeit, damit die ausgebrachten Metalltheilchen vermöge ihres grösseren specifischen Gewichts in der flüssigen Schlacke leicht niedersinken und sich aussaigern können.

---

1) Ueber das Verhalten verschiedener erdiger Substanzen und Salze zu einander bei erhöhter Temperatur. Erdm., J. f. ök. u. techn. Ch.

2) Karst., Arch. 1. B. VII. 248.

3) Karst., Arch. 1. B. VII. 234.

4) Pogg., An. LXXIV, 95; B. u. h. Ztg. 1848, p. 477.

5) Erdm. Journ. X, 146, XV, 149.

6) Karst., Arch. 1. B. XIV, 176.

4) Eine solche Beschaffenheit in ihrer chemischen Zusammensetzung, dass sie nicht geeignet ist, auf das sich ausscheidende metallische Schmelzproduct zerlegend einzuwirken; z. B. beim Verschmelzen von Blei- und Kupfererzen, wo es an erdigen Basen nicht mangeln darf.

Die beste Schmelzbarkeit einer Schlacke wird nur erreicht, wenn electronegative Körper mit electropositiven, die sich verschlacken sollen, in einer angemessenen hohen Temperatur nach bestimmten Atomverhältnissen zusammentreten und sich verbinden.

Das electronegative Element, welches das eine Glied der Schlackenzusammensetzung ausmacht, ist in den meisten Fällen die Kieselerde, indess kann auch die Thonerde als electronegativer Bestandtheil auftreten, namentlich bei Eisenhohofenschlacken. Früher rechnete man noch die Fluorwasserstoffsäure zu den electronegativen Bestandtheilen einer Schlacke, indess man kann nur annehmen, dass das Fluor an Calcium gebunden ist und als Ca Fl mit den Silicaten zusammenschmilzt ohne zerlegt zu werden, mithin als Beimischung der Schlacken zu betrachten ist.

Die electropositiven Bestandtheile der Schlacken bestehen meistentheils in Eisenoxydul, Manganoxydul, Kalkerde, Talkerde, Baryterde und Thonerde, sowie auch in Oxyden derjenigen Metalle, welche durch den Schmelzprocess dargestellt werden sollen, z. B. Bleioxyd, Kupferoxydul.

Die Zusammensetzung der Schlacken in Hinsicht auf das Verhältniss der darin befindlichen Kieselerde und der basischen Bestandtheile ist mannigfaltig, indess gibt es ein Minimum und Maximum dieses Verhältnisses, bei welchem die Kieselerde mit dem electropositiven Körpern, den Basen, zu Schlacke zusammentritt.

In Ansehung ihres relativen Kieselsäuregehalts zerfallen die Schlacken in Sub-, Singulo-, Bi- und Trisilicate, d. s. nach der Bezeichnungsweise des Chemikers: Sechstel-, Drittel-, Zweidrittel- und neutrale Silicate.

Diejenigen Silicate, in welchen der Sauerstoff der Basis das Doppelte von dem der Kieselerde beträgt, nennt man Subsilicate.

Die Bezeichnung für ein solches Subsilicat ist, wenn man die Basis mit R bezeichnet: $\dot{R}^6 \ddot{S}i$, z. B. $\dot{F}e^6 \ddot{S}i$.

In den Singulosilicaten ist der Sauerstoff der Kieselerde dem der Basis gleich, sie haben also die Zusammensetzung $\dot{R}^3 \ddot{S}i$. Die gewöhnliche Eisenfrischschlacke ist in der Hauptsache ein derartiges Silicat $= \dot{F}e^3 \ddot{S}i$.

In den Bisilicaten beträgt der Sauerstoffgehalt der Kieselerde das Doppelte von dem der Basis, die allgemeine Bezeichnung derselben ist daher $\dot{R}^3 \ddot{S}i^2$.

In den Trisilicaten endlich beträgt der Sauerstoffgehalt der Kieselerde das Dreifache von dem der Basis. Die allgemeine Formel dafür ist $\dot{R} \ddot{S}i$.

Ebenso wie die Kieselerde mit den Basen bestimmte Verbindungen anzeigt, so ist diess auch mit der Thonerde der Fall. Man theilt diese Verbindungen der Thonerde mit den Basen nach demselben Princip, wie die Silicate, in Aluminate, Bi- und Trialuminate ein. Bezeichnen wir hier wiederum die Basis mit $\dot{R}$, so haben wir für ein Aluminat die Formel $\dot{R}^3 \ddot{A}l$, für ein Bialuminat $\dot{R}^3 \ddot{A}l^2$, endlich für ein Trialuminat $\dot{R} \ddot{A}l$. Wie es ferner bei den Silicaten der Fall ist, dass sich Silicate von verschiedenen Verbindungen mit einander vereinigen und doppelte und mehrfache Silicate bilden, so geschieht es auch bei den Aluminaten, z. B.:

$$\left.\begin{matrix}\dot{C}a^3 \\ \dot{F}e^3\end{matrix}\right\} \ddot{A}l \qquad \left.\begin{matrix}\dot{M}g^3 \\ \dot{F}e^3\end{matrix}\right\} \ddot{A}l^2 \qquad \left.\begin{matrix}\dot{F}e \\ \dot{C}a\end{matrix}\right\} \ddot{A}l$$

Bildet die zu verschmelzende Beschickungsmasse nicht das richtige Verhältniss electropositiver und electronegativer Bestandtheile, so enthält die gebildete Schlacke bei Ueberschuss von Kieselerde oder Basen, Ausscheidungen dieser Stoffe. Fehlt es einer Beschickung an Kieselerde und die Temperatur ist hoch genug, so wird, wie es bei den Eisenhohöfen der Fall ist, das Gestell angegriffen und Kieselerde aus demselben aufgenommen. Bisweilen scheiden sich bei unrichtigen Beschickungsverhältnissen verschiedene Körper aus, die auf den

Schlacken schwimmen. Es bestehen diese Ausscheidungen gewöhnlich aus unaufgelösten Beschickungstheilen.

Allgemeine Eigenschaften der verschiedenen Silicate in den Schlacken. Die Subsilicatschlacken bedürfen im Allgemeinen im Vergleich zu den anderen Silicirungsstufen zu ihrer Bildung die niedrigste Hitze, sind dünnflüssig, erstarren sehr schnell und zerspringen bei der Abkühlung. Sie erzeugen sich am häufigsten beim Eisenfrischprocess und zwar in der Regel zu Ende desselben.

Die Singulosilicatschlacken erfordern zu ihrer Bildung eine etwas höhere Temperatur als die vorhergehenden, sind leichtflüssig, erstarren sehr schnell, zeigen halbmetallischen Glanz und werden frische Schlacken genannt. Zu diesen Schlacken sind diejenigen Frischschlacken zu zählen, die im Anfange des Eisenfrischprocesses fallen, dann diejenigen, welche beim Verfrischen des Roheisens im Flammenofen erzeugt werden (Puddelschlacke), ferner die gewöhnlichen Bleiarbeitsschlacken und die Schlacken von Sahla in Schweden.

Die Sub- und Singulosilicatschlacken sind übrigens durch Säuren völlig zerlegbar.

Die Bisilicatschlacken bedürfen zu ihrer Bildung eine höhere Temperatur als die Singulosilicatschlacken, fliessen träge und langsamer als die letztern, und erstarren sehr langsam; sie sind öfters wachsglänzend, glasartig und durchscheinend, wohl auch krystallinisch, wenn sie in Flammenöfen erzeugt sind und Gelegenheit haben, in Sandbetten langsam zu erkalten; man bezeichnet sie mit dem Namen saigere Schlacken. Es gehören hierher z. B. die Schlacken von der Kupferroharbeit zu Fahlun, sowie manche Hohofenschlacken.

Die Trisilicatschlacken erzeugen sich nur bei sehr hoher Temperatur, wie beim Verschmelzen der Eisenerze über Hohöfen. Diese Schlacken sind sehr strengflüssig, fliessen und erstarren langsam, lassen sich in Fäden ziehen, haben ein vollkommen glasartiges Ansehen und sind durchsichtig bis durchscheinend.

Die Bi- und Trisilicate können durch Säuren nicht aufgeschlossen werden, man muss sie zu ihrer Zerlegung mit dem mehrfachen Gewichte von kohlensaurem Alkali schmelzen.

Die einzelnen Silicirungsstufen schmelzen mit einander zusammen und bilden neue Verbindungen, die oft leichter schmelzbar sind als jedes der einzelnen Silicate für sich; so findet man Mischungen von Singulo- mit Bisilicaten, sowie von Bi- mit Trisilicaten, ebenso von Singulo-, Bi- und Trisilicaten, Bi- und Trisilicaten und Aluminaten etc.

Bei Beurtheilung der Schlacken muss Rücksicht genommen werden auf deren Farbe, Glanz, Härte, Grad der Durchsichtigkeit, specifisches Gewicht und Structur. Eine solche Beurtheilung ist indess nicht leicht und es bedarf einer besondern Uebung, um aus dem blossen Ansehen einer Schlacke hinsichtlich ihrer Sättigungsverhältnisse einen zuverlässigen Schluss ziehen zu können. Der krystallinische Zustand mancher Schlacken ist häufig eine Folge der langsamen Erkaltung in grösseren Massen; wird eine Schlacke lange auf dem Punkte des Erstarrens erhalten, so entstehen wohl Ausscheidungen von Krystallen, deshalb finden sich dergleichen krystallisirte Schlacken weniger bei Schachtöfen, als vielmehr bei Flammöfen. Durchsichtige, vollkommen glasige Schlacken sind meist reich an Kieselerde, ein emailartiges bis steiniges Aussehen rührt gewöhnlich von einem Vorherrschen der Erden her.

Bildung der in den Schlacken auftretenden Silicate. Die Silicate, mit denen man es am häufigsten in den Schlacken zu thun hat, sind die Kalk-, Talk- und Thonerdesilicate, selten Barytsilicate, so wie die des Eisen- und Manganoxyduls, zuweilen treten als Basen auch die Oxyde derjenigen Metalle auf, welche durch den Schmelzprocess ausgebracht werden sollen.

A) Erdensilicate und zwar:

I. Einfache Silicate.

Barytsilicate. Diejenigen, welche auf einer höhern Stufe der Silicirung stehen als das Singulosilicat, sind am leichtesten schmelzbar. Die Gränze liegt jedoch bei einem Silicate, in welchem der Sauerstoff der Kieselerde das Neunfache von dem der Baryterde ausmacht, wo dann gar keine Schmelzung mehr stattfindet. Vor dem Sauerstoffgebläse schmelzen das Bi- und Trisilicat bei einer Temperatur von

2100 bis 2200° C zu klaren Perlen, die aber unter der Abkühlung emailweiss werden.

Kalksilicate. Das Singulosilicat der Kalkerde ist unschmelzbar, das Bisilicat sehr strengflüssig und nur bei starkem Gebläsefeuer schmelzbar, dann an den Kanten schwach durchscheinend und von splittrigem Bruch. Vor dem Sauerstoffgebläse kann es bei einer Temperatur von 2150° C zur klaren Perle geschmolzen werden. Das Trisilicat der Kalkerde ähnelt dem Bisilicat in seinen äussern Eigenschaften, zeigt sich zwar bei gewöhnlichem Gebläsefeuer etwas leichtflüssiger, kann aber ebenfalls nur mit Hülfe des Sauerstoffgebläses bei 2100° C zur klaren durchsichtigen Perle geschmolzen werden.

Talksilicate. Die Silicate der Talkerde sind sehr strengflüssig, das Sub- und Singulosilicat bilden im Porzellanofen dichte aber leicht zerreibliche Massen von geringem Zusammenhalte. Auf dem Bruche sind sie uneben, matt und körnig. Das Bisilicat bildet bei derselben Temperatur eine weisse, emailartige Masse, das Trisilicat eine krystallinische, sehr harte, dichte, ebenfalls emailähnliche Masse. Beide Silicate schmelzen vor dem Sauerstoffgebläse bei einer Temperatur von circa 2250° C zu einem klaren Glase, welches unter der Abkühlung undurchsichtig und weiss wird.

Thonerdesilicate. Bei der Temperatur, welche wir in unseren Oefen hervorzubringen im Stande sind, ist kein Silicat der Thonerde schmelzbar, sie agglomeriren nur oder erweichen höchstens wie das Bi- und Trisilicat. Letztere beide schmelzen vor dem Sauerstoffgebläse bei einer Temperatur von 2400° C nur so weit, dass sie unvollkommen runde, emailähnliche Perlen geben.

II. Doppel-Silicate.

Baryt- und Kalkerdebisilicat, sowie Baryt- und Thonerdebisilicat schmelzen bei sehr starker Hitze zu dichten bis blasigen Massen, vor dem Sauerstoffgebläse aber, bei etwas niederer Temperatur als jedes der Bisilicate von Baryt- und Thonerde für sich zu Perlen.

Kalk- und Talkerdebisilicat. Dasselbe schmilzt bei starker Hitze zu einer dichten, graulichweissen, an den Kanten durchscheinenden, schwach glasglänzenden Masse, vor dem Sauerstoffgebläse aber bei einer etwas niedern Temperatur

als das Bisilicat der Kalk- und Talkerde für sich, zur vollkommenen Perle.

Kalk- und Thonerdesilicate. Die Doppelsilicate von Kalk und Thonerde lassen sich ebenfalls viel leichter herstellen als die einfachen Silicate dieser Basen und zwar ist diess sowohl mit dem Singulo- als auch dem Bisilicat der Fall. Beide schmelzen schon bei 1918° C zu einem dunkelgrauen Glase, vor dem Sauerstoffgebläse aber bei etwas höherer Temperatur zu vollkommen durchsichtigen Perlen.

Talk- und Thonerdesilicate. Die Verbindungen von Singulosilicaten und Bisilicaten der Talk- und Thonerde schmelzen zu dichten steinartigen Massen, die Talkerde kann daher ebenso wie die Kalkerde die strengflüssigen Thonerdesilicate leichtflüssiger machen, obgleich die Talkerdesilicate selbst strengflüssiger sind als die Kalkerdesilicate.

Die Silicate der Erden besitzen die Eigenschaft, sich mit den Schwefelverbindungen mancher Erdenmetalle, namentlich mit Schwefelbarium und Schwefelcalcium zu verbinden. So erhält man beim Hohofenprocess zuweilen eine Schlacke, die chemisch gebundenes Schwefelcalcium enthält. Ebenso erzeugt sich wohl eine Verbindung von Silicaten mit Schwefelbarium beim Verschmelzen schwerspathhaltiger Roherze und eine schwefelcalciumhaltige Schlacke, wenn den Bleiarbeitsbeschickungen zur bessern Ausfüllung des Bleies Kalkstein zugesetzt wird.

B) Metalloxydsilicate.

Eisenoxydulsilicate. Das Sub- und Singulosilicat, welche beide die hauptsächlichsten Bestandtheile der Eisenfrischschlacken ausmachen, schmelzen das erstere bei etwas höherer Temperatur als das letztere (1789° C) zu dunkelgrünen, krystallinischen, blättrigen Massen von unvollkommenem Metallglanz. Das Bisilicat scheint wiederum strengflüssiger zu sein.

Manganoxydulsilicate. Das Singulosilicat bildet eine olivengrüne, dichte durchscheinende Masse. Das Bisilicat ist leichtflüssig und bildet eine erbsengelbe bis fleischrothe, undurchsichtige, blättrige Schlacke. Das Trisilicat ist strengflüssiger.

Kupferoxydulsilicate. Das Kupferoxydul vereinigt

sich mit der Kieselerde zu einfachen und Bisilicaten. Das Singulosilicat bildet eine dichte rothe Masse von halbmetallischem Glanz, die ziemlich strengflüssig ist. Das Bisilicat zeigt sich ziemlich leicht schmelzbar, besitzt eine violettrothe Farbe, ist undurchsichtig, glänzend und von ebenem Bruch.

Bleioxydsilicate. Singulo-, Bi- und Trisilicat schmelzen sehr leicht zu durchsichtigen, gelben Gläsern. Das Bleioxyd bewirkt bei allen Silicaten ohne Ausnahme eine leichtere Schmelzung, wenn es denselben in angemessenem Verhältnisse zugefügt wird.

Die Metalloxydsilicate vereinigen sich wiederum mit den Erdensilicaten zu Doppelverbindungen; so schmelzen Eisenoxydul- und Kalkerdesingulosilicat bei nicht zu starker Hitze zu einer dichten, schwarzen Schlacke.

Eisenoxydul- und Thonerdesilicate bilden ziemlich leichtflüssige Verbindungen.

Die Doppelsilicate des Manganoxyduls und der Kalkerde sind leicht schmelzbar und bilden vollkommen geflossene Gläser.

Obgleich nun die meisten bei hüttenmännischen Schmelzprocessen fallenden Schlacken nur als Gemische einzelner, nach bestimmten Proportionen zusammengesetzten Verbinbindungen betrachtet werden können, so findet man aber doch, dass sie den verschiedenen Processen, bei welchen sie fallen, in Bezug auf ihre basischen Bestandtheile sowohl, als auch auf ihre relative Schmelzbarkeit, in den meisten Fällen entsprechend zusammengesetzt sind. Aus nachstehender Uebersicht wird sich ergeben, wie die verschiedenen Schlacken sich bestimmten Verbindungen nähern.

1) Heerdfrisch- und Puddlingsschlacken, welche vorzugsweise aus kieselsaurem Eisenoxydul bestehen, aber öfters geringe Mengen von $\dot{C}a$, $\dot{M}g$, $\dot{M}n$, $\dot{K}$, $\dot{N}a$, $\ddot{A}l$, $\ddot{F}e$, sowie $\dot{C}a$ und $\dot{C}a^3\ddot{P}$ enthalten.

a) Rohschlacken.

$\dot{F}e^3\ddot{S}i$, in der Zusammensetzung und Krystallform dem Chrysolith entsprechend.

$\dot{F}e^3\ddot{S}i^2 + 2\dot{F}e^3\ddot{S}i$, wenn das Roheisen reich an Si ist;

$6\dot{Fe}^2\ddot{Si} + \dot{Fe}\ddot{Fe}$ oder $\dot{Fe}^2(\ddot{Si}\ddot{Fe})$, wenn ein Theil des Fe sich als $\dot{Fe}\ddot{Fe}$ verschlackt und das $\ddot{Fe}$ als Stellvertreter von $\ddot{Si}$ betrachtet wird.*)

b) Gaarschlacken:

$6\dot{Fe}^3\ddot{Si} + \dot{Fe}^9\ddot{Fe}$ oder $3\dot{Fe}^3\ddot{Si} + 3\dot{Fe}^6\ddot{Si} + \dot{Fe}\ddot{Fe}$; wird das $\ddot{Fe}$ als Vertreter von $\ddot{Si}$ betrachtet, so würde der Ausdruck $\dot{Fe}^4(\ddot{Si}\ddot{Fe})$ sein, der sich auch $\dot{Fe}^2(\ddot{Si}\ddot{Fe}) + \dot{Fe}^6(\ddot{Si}\ddot{Fe})$ schreiben lässt.**)

2) Bleischlacke, Bleisteinschlacke, Kupfersteinspurschlacke von den Freiberger Hütten, ferner Bleischlacke von Sala in Schweden und Oker am Unterharz, sowie Schlacke vom Steindurchstechen (Steinschlacke) vom Oberharz, sind in ihrer Zusammensetzung nicht sehr von einander verschieden; es lässt sich für dieselben folgende allgemeine Formel aufstellen:

$$m(\dot{Fe}, \dot{Ca}, \dot{Mg}, \dot{Pb}, \dot{Mn})^3\ddot{Si} + \ddot{Al}\ddot{Si},$$

jedoch öfters mit mehr oder weniger $(\dot{Fe}, \dot{Ca}$ etc.$)^3\ddot{Si}^2$ verbunden. Gewöhnlich enthalten dergleichen Schlacken auch geringe Mengen von $\dot{Zn}$, $\dot{Cu}$ und Schwefelmetallen, sowie beim Verschmelzen der Beschickung bei Holzkohlen auch geringe Mengen von $\dot{K}$ und $\dot{Na}$. Die Steinschlacken vom Oberharz bestehen nach Bodemann und Kerl aus $(\dot{Pb}, \dot{Ca}, \dot{Mn}, \dot{K})^3\ddot{Si}^2 + 4\dot{Fe}^3\ddot{Si} + \ddot{Al}Si$. Betrachtet man die Thonerde als electronegativen Bestandtheil und zwar, dass $2\ddot{Si}$ durch $3\ddot{Al}$ ersetzt werden, so gestaltet sich die Formel $\dot{R}^2(\ddot{Si}\ddot{Al})$ oder specieller $\dot{R}^3(\ddot{Si}\ddot{Al})^2 + \dot{R}^3(\ddot{Si}\ddot{Al})$.

3) Oberharzer Schliechschlacken. Sie bestehen aus

$$\left[m(\dot{Ca}, \dot{Mg}, \dot{Pb})\ddot{Si} + n\dot{Fe}^3\ddot{Si}^2\right] + \ddot{Al}\ddot{Si}.$$

Nach Kerl ist $m = 2, 3$ u $4, n = 4$. Nach Rammelsberg sind

---

*) Rammelsberg, Lehrbuch der chemischen Metallurgie, S. 126.

**) Rammelsberg a. a. O., S. 127.

sind diese Schlacken Bisilicate. Schlacke vom Versuchsschmelzen über einem Rastofen ist zusammengesetzt nach der Formel:

$$\left[16\,(\dot{F}e, \dot{C}a, \dot{M}g\,\dot{P}b)\,\ddot{S}i + 4\,\dot{F}e^3\,\ddot{S}i^2\right] + \ddot{A}l\,\ddot{S}i.$$

Dieselbe Schlacke bei Zuschlag von Kalk und dadurch bewirkten guten Ofengange:

$$15\,(\dot{F}e, \dot{C}a, \dot{M}g, \dot{B}a, \dot{P}b\,\dot{M}n)\,\ddot{S}i + \ddot{A}l\,\ddot{S}i^2.$$

Dergleichen Schlacke von schlechtem Ofengange:

$$23\,(\dot{F}e, \dot{C}a, \dot{M}g, \dot{B}a, \dot{P}b, \dot{M}n)\,\ddot{S}i + \ddot{A}l\,\ddot{S}i^2.$$

4) Rohschlacken vom Verschmelzen armer Silber- oder Kupfererze über Schacht- oder Flammenöfen.

Derartige Schlacken bestehen entweder aus $\left[m\,\dot{R}^3\,\ddot{S}i^2 + n\,\dot{R}^3\,\ddot{S}i\right] + \ddot{A}l\,\ddot{S}i$ oder aus $m\,\dot{R}^3\,\ddot{S}i^2 + \ddot{A}l\,\ddot{S}i$, oder auch aus $\left[m\,\dot{R}\,\ddot{S}i + n\,\dot{R}^3\,\ddot{S}i^2\right] + \ddot{A}l\,\ddot{S}i^2$, je nachdem die Beschickung beschaffen und $\ddot{S}i$ in geringerer oder grösserer Menge vorhanden ist. So besteht z. B.
die Freiberger Flammenofen-Rohschlacke zuweilen aus

$$\left[4\,(\dot{F}e, \dot{C}a, \dot{M}g, \dot{M}n, \dot{Z}n)^3\,\ddot{S}i^2 + 2\,\dot{F}e^3\,\ddot{S}i\right] + \ddot{A}l\,\ddot{S}i;$$

die Schlacke von der früheren Roharbeit über Schachtöfen daselbst aus $m\,(\dot{F}e, \dot{C}a, \dot{M}g, \dot{M}n, \dot{Z}n)^3\,\ddot{S}i^2 + \ddot{A}l\,\ddot{S}i$. Beide Schlacken enthalten aber noch geringe Mengen von $\dot{P}b$, $\dot{C}u$, $\dot{B}a$, Ca Fl, sowie eingemengte Steintheilchen.

Die Fahluner Kupfer-Rohschlacke besteht aus Bisilicaten von $\dot{F}e$, $\dot{M}g$, $\dot{C}a$ und $\ddot{A}l$.

Die Mansfelder Kupferrohschlacke bildet nach Rammelsberg*) bald ein Gemenge von Singulo- und Bisilicaten, bald Bisilicate, bald ein Gemenge von diesen und Trisilicaten. Ihre Hauptbasen sind: $\dot{C}a$, $\dot{F}e$ und $\ddot{A}l$, ausserdem enthält sie noch $\dot{M}g$, $\dot{Z}n$, $\dot{C}u$ und Ca Fl. Rechnet man die Thonerde als Säure, so geben die Analysen im Mittel Trisilicate (Aluminate).

5) Schlacken vom Verschmelzen der Eisenerze auf Roheisen. Die chemische Untersuchung hat nachge-

*) Dessen Lehrbuch der chemischen Metallurgie, S. 227.

wiesen, dass unter den Hohofen- und Blauofen-Schlacken eine grosse Verschiedenheit in Bezug der Silicirungsstufen existirt und dass es namentlich folgende Verbindungen giebt:

Hohofenschlacke in dünnen, rechtwinklich vierseitigen Tafeln krystallisirt, von weisser Farbe und durchscheinend, aus England $= 3\,(\dot{Ca}, \dot{Mg})^3\,\ddot{Si} + \ddot{Al}^3\,\ddot{Si}$ mit dem Gehlenit übereinstimmend, auch enthält sie sehr geringe Mengen von $\dot{K}$, $\dot{Fe}$, $\dot{Mn}$, $\dot{Ca}\,\ddot{S}$ und gegen 3 pC. $\dot{Ca}$.

Hohofenschlacken in acht- und vierseitigen Prismen von grüner Farbe ebenfalls aus England $= 2\,(\dot{Ca}, \dot{Mg}, \dot{Fe}, \dot{Mn}, \dot{K})^3\,\ddot{Si} + \ddot{Al}\,\ddot{Si}$, dem Humboldilith analog zusammengesetzt, mit geringen Mengen von $\dot{Ca}$.

Hohofenschlacke in sechsseitigen Tafeln krystallisirt, von Charleroy, sowie eine dergleichen in quadratischen Prismen $= 3\,(\dot{Ca}, \dot{Mn}, \dot{Fe}, \dot{Mg})^2\,\ddot{Si} + \ddot{Al}\,\ddot{Si}$ nebst wenig $\dot{K}$ und $\dot{Ca}$.

Hohofenschlacke von Gammelbo in Westmannland $= (\dot{Ca}, \dot{Mg}, \dot{Mn}, \dot{Fe}, \dot{Na}, \dot{K})^3\,\ddot{Si}^2$ excl. 1,5 pC. $\ddot{Al}$, mit dem Diopsid in der Zusammensetzung übereinstimmend.

Hohofenschlacken (amorphe und krystallinische von gleicher Zusammensetzung) von Mägdesprung am Harz. In diesen Schlacken, deren Grundmasse ein kolophoniumfarbiges, durchscheinendes Glas bildet, in welchem krystallinische Ausscheidungen von grüner Farbe vertheilt sind, und oft so zahlreich, dass die Schlacke endlich steinig und krystallinisch erscheint, kommen auf 1 At $\ddot{Al}$ 7—18 At $\dot{R}$, welches Verhältniss nach Rammelsberg beweisst, dass die $\ddot{Al}$ als Vertreter von $\ddot{Si}$ angesehen werden kann. Diese Schlacken sind demnach Bisilicate (Aluminate) von $(\dot{Mn}, \dot{Ca}, \dot{Mg}, \dot{Fe})^3\,(\ddot{Si}, \ddot{Al})^2$ mit sehr wenig $\dot{Ca}$.

Hohofenschlacke, zum Theil deutlich in Prismen krystallisirt, von hellgrauer Farbe, von Olsberg in Westphalen $= 4\,(\dot{Ca}, \dot{Mg}, \dot{Mn}\,\dot{Fe})^3\,\ddot{Si}^2 + \ddot{Al}\,\ddot{Si}^2$. Wird die Thonerde als Säure betrachtet, so gestaltet sich die Formel nach Rammelsberg: $\dot{R}^6\,(\ddot{Si}\,\ddot{Al})^5$, oder specieller: $\dot{R}^3\,(\ddot{Si}, \ddot{Al})^2 + 3\,\dot{R}\,(\ddot{Si}, \ddot{Al})$.

Hohofenschlacke, glasig, von grauweisser Farbe, dem Tafelspathe ähnlich, von Oberweiler im Breisgau $= 3\,\dot{C}a^3\,\ddot{S}i^2 + \ddot{A}l\,\ddot{S}i$, oder wenn die Thonerde als Säure betrachtet wird, $= \dot{C}a^3\,(\ddot{S}i, \ddot{A}l)^2 + 3\,\dot{C}a\,(\ddot{S}i\,\ddot{A}l)$.

Hohofenschlacke, tafelartig krystallisirt, von lauchgrüner Farbe von der Sayner Hütte am Rhein $= 3\,(\dot{C}a, \dot{M}n, \dot{F}e, \dot{M}g)^3\,\ddot{S}i^2 + \ddot{A}l\,\ddot{S}i$ auch ist sie nicht frei von Alkalien und $\dot{C}a$.

Blauofenschlacke von Louisenthal im Gothaischen (braune, glasige Schlacke, mit hellgrünen, würfelähnlichen quadratischen Prismen und Tafeln). Die Zusammensetzung der amorphen und krystallinischen Schlacke ist gleich und zwar nach Rammelsberg $\dot{R}^2\,(\ddot{S}i, \ddot{A}l)$ oder $\dot{R}^3\,(\ddot{S}i\,\ddot{A}l)^2 + \dot{R}^3\,(\ddot{S}i\,\ddot{A}l)$, worin $\dot{R} = \dot{C}a, \dot{M}n, \dot{B}a$ und $\dot{M}g$ bedeutet, auch ist wenig $\dot{C}a$ vorhanden.

Hohofenschlacke von Mägdesprung, zuweilen nach dem Erkalten von selbst mit schwachem Geräusch zu Pulver zerfallend, mit Ausnahme der $\dot{B}a$ ebenso zusammengesetzt wie die vorhergehende oder $= \dot{R}^3\,(\ddot{S}i, \ddot{A}l)^2 + 2\,\dot{R}^3\,(\ddot{S}i\,\ddot{A}l)$. Rammelsberg.

Hohofenschlacke aus dem Departement Haut-Saône, glasig, von dunkelgrüner und veilchenblauer Farbe, ziemlich strengflüssig $= 2\,\dot{C}a^3\,\ddot{S}i^2 + 3\,\ddot{A}l\,\ddot{S}i$ incl. geringer Mengen von $\dot{K}, \dot{N}a, \dot{F}e$ und $\dot{M}n$.

Hohofenschlacke von Ilsenburg am Harz, glasig, grau, auch bläulich, in dünnen Splittern durchsichtig, bei langsamen Erkalten steinig und graugelb werdend; hier und da lassen sich sechsseitige Tafeln mit abgestumpften Kanten bemerken. Wird die $\ddot{A}l$ zu den Basen gerechnet, so würde die Zusammensetzung der Formel $7\,(\dot{C}a, \dot{F}e, \dot{M}g, \dot{M}n)\,\ddot{S}i + 2\,\ddot{A}l\,\ddot{S}i$ entsprechen, wird sie aber als Säure betrachtet, so ist die Schlacke ein Trisilicat (aluminat) $\dot{R}\,(\ddot{S}i, \ddot{A}l.)$

Hohofenschlacke von Berggisshübel, glasig, dunkellauchgrün ins Braune übergehend und blasig $= 2\,(\dot{C}a, \dot{F}e, \dot{M}g, \dot{M}n, \dot{K}, \dot{N}a)\,\ddot{S}i + \ddot{A}l\,\ddot{S}i$.

6) Schlacken vom Verschmelzen der Zinnerze. Die Schlacken, welche bei der Zugutemachung der Zinnerze fallen, enthalten neben kieselsauren Verbindungen von Eisenoxydul, Kalkerde etc. auch mehr oder weniger Zinnoxyd, welches nach der Annahme mehrerer Metallurgen als Säure auftritt und hauptsächlich an Eisenoxydul gebunden ist. Bei einem Wolframgehalt der Erze geht auch ein nicht geringer Theil der Wolframsäure an Eisen und Mangan gebunden in die Schlacken mit über. Die Zusammensetzung der reinen sächsischen Zinnschlacken ist hiernach folgende:

$$\left[m\,(\dot{Fe}, \dot{Ca}, \dot{K}, \dot{Na})^3\,\ddot{Si}^2 + n\,\dot{Fe}^3\,\ddot{Si}\right] + \ddot{Al}\,\ddot{Si}$$

verbunden oder gemengt mit

$(\dot{Fe}, \dot{Mn})\,\ddot{W}$ und $\dot{Fe}\,\ddot{Sn}$, in veränderlichen Verhältnissen.

7) Schlacken von unbestimmten Verbindungen. Derartige Schlacken werden namentlich bei der Zugutemachung sehr unreinen Schwarzkupfers erhalten, so z. B. Schlacke vom Verblasen desselben auf dem grossen Gaarheerde, deren Bestandtheile hauptsächlich $\dot{Pb}$, $\dot{Cu}$ und $\dot{Ni}^3\,\ddot{\ddot{As}}$ sind, die aber ausserdem noch $\ddot{Si}$, $\ddot{Al}$, $\dot{Ca}$, $\dot{Fe}$, $\dot{Co}$, $\dot{Mn}$, $\ddot{\ddot{Sb}}$ und $\ddot{S}$, sowie eingemengte Metalltheile enthält, welche hauptsächlich aus einem Gemisch von Cu, Pb, Ni, As, Sb und Fe bestehen. Die im Anfange gezogene Schlacke ist vorzugsweise reich an $\dot{Pb}$ und $\dot{Ni}^3\,\ddot{\ddot{As}}$, die am Ende des Processes sehr kupferhaltig.

Gaarschlacke von nickelhaltigen Schwarzkupfern: $\dot{P}$, $\dot{Cu}$, $\dot{Ni}$, $\dot{Co}$, $\dot{Fe}$, $\ddot{Si}$, $\ddot{Al}$ etc. etc. in veränderlichen Verhältnissen, zuweilen nähert sie sich der Zusammensetzung von $m\,\dot{R}^3\,\ddot{Si} + \ddot{Al}\,\ddot{Si}$.

### 6) Oxyde.

Hier ist hauptsächlich die Bleiglätte oder das beim Abtreiben von silberhaltigem Blei auf dem Treibeheerde sich bildende Bleioxyd zu erwähnen. Ihrer Farbe nach bezeichnet man sie mit dem Namen: rothe, gelbe, schwarze Glätte, ausser Bleioxyd aber enthält sie meist noch geringe Mengen von

Oxyden anderer Metalle, und zwar namentlich von Kupfer, Eisen, Antimon.

An die bisher betrachteten Hüttenproducte schliessen sich endlich noch diejenigen an, deren Entstehung, wie früher schon erwähnt, eine mehr zufällige und überhaupt von geringerer Bedeutung ist. Sie bestehen ebenfalls aus Metallverbindungen, Schwefelmetallen oder Metalloxyden, werden wegen ihres nutzbaren Metallgehaltes gewöhnlich wieder mit verarbeitet und führen besondere technische Namen. Es gehören hierher hauptsächlich folgende:

Die Ofenbrüche. Sie bestehen entweder aus Sublimaten von Schwefelmetallen, die sich in krystallinischen oder auch nur zusammengesinterten Massen über den Schmelzraum des Ofens ansetzen (z. B. Schwefelzink in Rohöfen und Schwefelblei in Bleiöfen), theils bestehen sie aus Oxyden ebenfalls in krystallinischem oder gesinterten Zustand (Gichtschwamm), theils endlich sind es mehr metallische Massen, welche sich im Gestelle oder auf der Sohle des Ofens festsetzen, (Eisensauen).

Geschur und Gekrätz. Man versteht darunter allerlei beim Schmelzen sich bildende und gewöhnlich aus einem Gemenge von den auszubringenden Producten und Schlacke bestehende Abfälle, welche man entweder mit der Erzbeschickung wieder durchschmilzt oder für sich, nöthigenfalls nach vorheriger Aufbereitung mit geeigneten Zuschlägen wieder zu Gute macht.

Flugstaub. Man begreift darunter theils die durch das Gebläse oder durch starken Luftzug im Ofen mechanisch mit fortgerissenen feinen Erztheile, theils die durch hohe Temperatur in den Ofen erzeugten und ebenfalls durch den Luftstrom mit fortgerissenen Metalldämpfe, welche sich entweder in Essen oder besonderen Verdichtungsräumen niederschlagen und dann nach Befinden in die Schmelzarbeiten zurück gegeben werden oder unbenutzt in die Atmosphäre entweichen.

Abzug, Abstrich, Heerd. Beim Schmelzen einiger Metalle und metallischen Producte bildet sich durch Einwirkung von atmosphärischer Luft auf die geschmolzene Masse ein Product, welches aus Oxyden der vorhandenen leicht oxydirbaren Metalle besteht und auf der Oberfläche schwimmt. Es ist mehr oder weniger flüssig und wird entweder durch Krücken

oder andere Werkzeuge abgezogen oder abgestrichen, wesshalb diese Producte die Namen Abzug und Abstrich erhalten haben. Vorzugsweise bezeichnet man damit Producte vom Abtreiben des Werkbleies, die zu Anfang des Processes fallen und in der Hauptsache aus Bleioxyd bestehen, welches mehr oder weniger mit fremdartigen Bestandtheilen verunreinigt ist. Ebenso nennt man bei derselben Arbeit die Sohle, auf welcher das Abtreiben erfolgt und welche zum Theil mit Bleioxyd durchzogen ist, Heerd.

## Krystallisirte Hüttenproducte.*)

Nach Betrachtung der verschiedenen Erzeugnisse der Hüttenprocesse möge eine Zusammenstellung derjenigen dieser Producte folgen, welche durch ihr Vorkommen im krystallisirten Zustand die Aufmerksamkeit der Metallurgen ganz besonders auf sich gezogen haben. Derartige Producte bieten wegen ihrer constanten Verbindungen, die sie bilden, die brauchbarsten Materialien für chemische Untersuchungen und daraus folgende Beurtheilungen der Processe; ihre Erscheinung ist ferner deshalb von Interesse, weil sie zuweilen das Vorhandensein gewisser Substanzen in der Beschickung nachweisst, welche vorher in der grossen Zerstreutheit der Masse nicht erkannt werden konnten. Von grosser Wichtigkeit ist aber auch ihr Studium für die Geognosie und Oryctognosie, indem sie sowohl über die Bedingungen der Entstehung der Mineralkörper im Allgemeinen manchen Aufschluss gewähren, als auch bei Uebereinstimmung der Zusammensetzung mit gewissen natürlichen Mineralkörpern Anknüpfungspunkte darbieten.

Die Bildung der krystallisirten Hüttenproducte erfolgt im Allgemeinen entweder beim langsamen Erstarren einer geschmolzenen Masse oder durch Sublimation aus dem

*) Hausmann, specim. crystallogr. metall. Göttingen, 1819. Dessen Beiträge zur metall. Krystallkunde, 1850. Dessen neue Beiträge etc. 1852. Koch, Beiträge zur Kenntniss krystall. Hüttenproducte. Göttingen, 1822. Rammelsberg, Metallurgie. 1850. Kerl, Oberharzer Hüttenprocesse. Klausthal, 1852. Dessen Handbuch der metallurg. Hüttenkunde. Freiberg, 1855. Gurlt, Pyrogennete künstliche Mineralien. Freiberg, 1857.

gasförmigen Zustand. Letzteres kann auf verschiedene Weise stattfinden, entweder durch Sublimation der Substanz selbst, oder auch derjenigen Bestandtheile, aus welchen dieselbe zusammengesetzt ist, oder durch Einwirkung gasförmiger Substanzen auf bereits feste Körper bei hoher Temperatur oder auf heissflüssige Körper.

Eine genaue krystallographische Bestimmung solcher Producte ist häufig mit Schwierigkeiten verbunden, da die Krystalle nur selten die scharfe und regelmässige Ausbildung der natürlich vorkommenden Mineralien haben. Die wichtigsten der bis jetzt krystallisirt gefundenen Hüttenproducte lassen sich nach ihrer Zusammensetzung in folgende Abtheilungen bringen:

1) Metalloide. Von diesen finden wir nur zwei, aber öfters krystallisirt,

Schwefel in theils rhombischen, theils klinorhombischen Krystallen in Erzrösthaufen zu Oker am Harz, und

Graphit in hexagonalen Tafeln in Eisenhohofenschlacken und Höhlungen der Gestellsteine.

2) Metalle.

Silber. Findet sich zuweilen in octaëdrischen Krystallen in Höhlungen des Blicksilbers.

Blei. Beim Giessen von Bleibarren findet man im Innern von entstandenen Höhlungen zuweilen octaëdrische Krystalle, auch bilden sich wohl beim Pattinson'schen Entsilberungsprocess derartige Krystalle.

Kupfer, in octaëdrischen Krystallen in Schwarzkupfer und Gaarkupfer von verschiedenen Orten.

Eisen. Kommt zuweilen tesseral krystallisirt beim Frisch- und Puddlingsprocesse, sowie in Schweissöfen vor.

Zink. Bei der Darstellung des Zinks im Grossen bilden sich zuweilen hexagonale Prismen, entweder mit der Basis oder einem Dihexaëder.

Wismuth. Findet sich häufig in Rhomboëdern mit treppenförmig vertieften Flächen beim Schmelzen desselben.

Antimon und Arsen werden beide zuweilen bei ihrer Darstellung im Grossen deutlich rhomboëdrisch krystallisirt gefunden.

Endlich gehören hierher noch die krystallisirten Verbindungen von Kupfer mit Zink und Zinn, welche bei der Darstellung der betreffenden Legirungen im Grossen zuweilen erhalten werden.

3) Schwefel- und Arsenmetalle.

Schwefelblei. Findet sich häufig bei der Verhüttung von Bleierzen in Schacht- und Flammenöfen und kommt immer in Würfeln krystallisirt vor. Die Flächen sind selten vollkommen ausgebildet, sondern gewöhnlich treppenförmig vertieft. Ein Product, welches zwar ebenfalls in der Hauptsache aus Schwefelblei besteht, nebenbei aber nicht unbedeutende Mengen von Schwefeleisen enthält, kommt im Bleistein von den Harzer Silberhütten vor. Es krystallisirt aus den geschmolzenen Bleisteinen beim Erkalten aus, die Krystalle sind nach G. Rose's Untersuchungen verzerrte Würfel und bestehen aus Zusammenhäufungen kleiner Würfel mit vielen Zwischenräumen, wodurch rhomboëdrische Gestalten entstehen.

Schwefelzink. Findet sich häufig bei verschiedenen Schmelzprocessen in Schachtöfen als Sublimationsproduct, jedenfalls in Folge einer Einwirkung von Schwefeldämpfen auf Zinkdämpfe, und ist von gelber, brauner, grünlicher oder schwarzer Farbe. Zuweilen sind die Stücke parallelfasrig und porös, zuweilen aber auch von ausgezeichnet blättrigem Gefüge und von der natürlichen Zinkblende kaum zu unterscheiden.

Schwefelkupfer. In manchen Kupfersteinen finden sich octaëdrische Krystalle von Kupfersulfuret, welchem jedoch Schwefeleisen und Schwefelzink beigemengt sind. Eine Verbindung von Schwefelkupfer und Schwefeleisen, als künstlicher Kupferkies ist in einem Kupfererzrösthaufen zu Okerhütte am Harze in vorherrschend Quadratoctaëdern, krystallisirt gefunden worden. Ferner wurde eine Verbindung von Schwefelkupfer und Schwefelblei von krystallinisch blumig blättrigem Gefüge in der Heerdsohle eines Freiberger Flammenschmelzofens gefunden, welche in der Hauptsache die Zusammensetzung $9\,\dot{C}u + 5\,\dot{P}b$ hatte, und endlich ist hier eine in Tetraëdern krystallisirte, aus Schwefelkupfer, Schwefelblei und Schwefelantimon bestehende Verbindung zu erwähnen, welche mit der vorigen zusammen sich vorfand.

Schwefeleisen. Als Magnetkies ist dasselbe in einem Schliechstein von der Lautenthaler Hütte in zarten prismatischen Krystallen gefunden worden, ebenso in einem bleiischen Ofenbruch von dorther.

Schwefelarsen. Die Verbindungen des Arsens mit Schwefel werden, obwohl selten, bei ihrer Bereitung im Grossen krystallisirt erhalten. Das bei der Haufenröstung schwefelkies- und arsenkieshaltiger Erze sich bildende rothe und gelbe Schwefelarsen zeigt sich fast stets völlig unkrystallinisch.

Von den Arsenmetallen sind es die Verbindungen von Nickel, Kobalt und Eisen (Kupfer) mit Arsen, welche sehr häufig und zwar in den sogenannten Speisen krystallisirt vorkommen. Die genannten Metalle ersetzen sich gegenseitig und häufig tritt auch etwas Schwefel an die Stelle des Arsens. Es gehört hierher Halb Arsennickel ($Ni^2$ As), Drittel-Arsennickel ($Ni^3$ As) von tetragonaler Krystallform, die Krystalle meist tafelförmig ausgebildet, Viertel-Arsennickel ($Ni^4$ As) rhombisch, die Krystalle ebenfalls tafelartig, Fünftel-Arsennickel ($Ni^5$ As).

Kohlenmetalle.

Weisses Roheisen im reinsten Zustande (Spiegeleisen) hat eine sehr deutliche krystallinische Structur. Die Krystalle scheinen zwei- und eingliedrige Prismen zu sein, deren Winkel von den Beobachtern verschieden angegeben werden. Die Zusammensetzung lässt sich mit $Fe^3$ C, genauer $Fe^3$ C + $Fe^4$ C bezeichnen. Eine Verbindung von $Fe^8$ C in der Hauptsache kommt zuweilen in Höhlungen von grauem Roheisen krystallisirt vor und zwar in gestrickten regulären Octaëdern mit nicht ausgebildeten Flächen.

Metalloxyde.

Zinkoxyd. Dasselbe wird in deutlich ausgebildeten Krystallen und zwar meist in hexagonalen Prismen mit der Endfläche oder verschiedenen Dihexaëdern in Eisenhohöfen, Bleiöfen, Zinköfen, sowie beim Rösten von Zinkerzen gefunden.

Kupferoxyd. Im Röstofen der Silber-Extractionsanstalt von der Muldener Hütte bei Freiberg, in welchem nach dem Augustin'schen Verfahren Kupfersteine mit Kochsalz geröstet werden, fanden sich in der Heerdsohle mehrere Millimeter lange, etwas verzerrte Krystalle von reinem Kupferoxyd, wahr-

scheinlich dem rhombischen Systeme angehörig und jedenfalls in Folge der Zersetzung von Chlorkupfer durch Wasserdämpfe entstanden.

Kupferoxydul. Findet sich als Würfel krystallisirt in Spleissofenschlacken von Okerhütte und zuweilen in Octaëdern beim starken Abrösten reiner Kupfersteine in Mansfeld.

Kadmiumoxyd. Bei der Darstellung des Kadmiums zu Königshütte in Oberschlesien bildet sich dieses Oxyd in deutlichen octaëdrischen Krystallen in den Rissen schadhaft gewordener Destillationsgefässe.

Bleioxyd. Das Bleioxyd kommt als Glätte beim Treibeprocesse krystallinisch, häufig auch deutlicher krystallisirt vor. Die Hauptform der Krystalle ist das Rhombenoctaëder.

Nickeloxyd. Ist in regulären Octaëdern auf den obersten Gaarkupferscheiben von Gaarheerden verschiedener Kupferhütten vorgekommen.

Eisenoxyd. Ist wie der Eisenglanz krystallisirt, im Hohofen zu Altenauer Hütte auf Gestellsteinen aufsitzend, vorgekommen.

Eisenoxydoxydul. Ist mehrfach in der Form des Octaëders, wie der natürliche Magneteisenstein krystallisirt, gefunden worden, und zwar am Harze in Hohöfen, sowie beim Rösten von Spatheisensteinen und Bleisteinen, in Schweissfeuern, sowie im Fuchs und der Heerdsohle zweier Flammenschmelzöfen der Freiberger Hütten. An letzterem Orte bemerkt man das Eisenoxydoxydul auch zuweilen in den Producten der genannten Oefen und zwar in der Schlacke sowohl als im Rohstein.

Antimonoxyd. Bei der Darstellung des Schwefelantimons im Grossen erzeugen sich zuweilen sowohl das rhombische Antimonoxyd (Antimonblüthe), als auch das octaëdrische (Senarmontit).

Arsenige Säure. Bildet sich in octaëdrischen Krystallen sehr häufig bei Hüttenprocessen, so beim Rösten von Bleisteinen am Harz und Stufferzen auf den Freiberger Hütten, ferner in Röstöfen, in denen arsenikalische Erze geröstet werden etc. Seltener ist das Vorkommen der rhombisch krystallisirenden arsenigen Säure unter ähnlichen Verhältnissen.

Salze.

Chlorkalium und Chlornatrium sind beide in Würfelform krystallisirt als Sublimationsproducte in Harzer Hohöfen vorgekommen.

Quecksilberchlorür erzeugte sich beim Rösten von quecksilberhaltigem Fahlerz mit Kochsalz in Ungarn in ausgezeichneten tetragonalen Krystallen.

Cyan-Stikstoff-Titan Findet sich auf vielen Eisenhütten und zwar entweder in den Hohofenschlacken oder öfterer noch nach dem Ausblasen der Oefen in den Eisensauen und Gestellsteinen, in Hexaëdern von kupferrother Farbe und starkem Metallglanz. Vor Wöhlers Entdeckung der wahren Zusammensetzung dieses Products wurde es für metallisches Titan gehalten.

Schwefelsaures Bleioxyd. Findet sich zuweilen in Ofenbrüchen und Höhlungen des Bleisteins, ferner beim Rösten von Bleistein auf dem Harze und Freiberger Hütten in rhombischen Krystallen. In den Röststadeln sind die Krystalle sehr häufig Afterkrystalle nach künstlichem Bleiglanz.

Phosphorsaures Bleioxyd in der Gestalt des Pyromorphites bildet sich wohl zuweilen beim Verschmelzen phosphorsäure- und bleihaltiger Eisenerze.

Endlich ist hier noch einer Verbindung zu erwähnen, des sogenannten Kupferglimmers, welcher häufig in dünnen krystallinischen Blättchen von messing- bis goldgelber Farbe in antimon- und nickelhaltigem Gaarkupfer angetroffen wird und aus Kupferoxyd, Nickeloxyd und Antimonoxyd besteht.

Silicate. Aus der oben Seite 36—40 mitgetheilten Uebersicht der Zusammensetzung verschiedener Schlacken ist bereits zu ersehen, wie häufig dieselben in ihren Mischungsverhältnissen und Krystallformen mit gewissen natürlichen Mineralien übereinstimmen und es sind von hierher gehörigen Producten hauptsächlich nur noch die in Mansfelder Kupferschieferöfen vorgekommenen Krystalle von Feldspath (Orthoclas) zu erwähnen, von der Zusammensetzung $\dot{K}\,\ddot{S}i + \ddot{A}l\,\ddot{S}i^3$, wobei etwas Kali durch Kalkerde und Natron vertreten wird. Eine ähnliche Bildung wurde auch in einem Harzer Eisenhohofen beobachtet.

# II. Abschnitt.

## Von den Brennmaterialien.

Unter Brennmaterialien versteht der Metallurg diejenigen brennbaren Substanzen, welche er bei seinen Processen zur Erzeugung von Hitze anwenden kann. Es gehören demnach hierher: Holz, Torf, Braunkohle, Steinkohle, Holz- und Torfkohle, verkohlte Braun- und Steinkohle, (Koaks) und endlich brennbare Gase. Die vier erstgenannten rohen Brennmaterialien sind wesentlich zusammengesetzt aus Kohlenstoff, Wasserstoff und Sauerstoff, bisweilen tritt auch Stickstoff mit auf. Diese Stoffe sind zwar in sehr mannigfachen Verhältnissen darin enthalten, indess sind Kohlenstoff und Wasserstoff immer in viel grösserer Menge vorhanden als nothwendig wäre, um mit dem gebundenen Sauerstoff Kohlensäure und Wasser zu bilden. Die übrigen oben genannten festen, verkohlten Brennmaterialien bestehen wesentlich nur aus Kohlenstoff. Endlich enthalten sämmtliche feste Brennmaterialien noch unorganische Substanzen eingemengt, welche bei der Verbrennung zurück bleiben und die Asche bilden. Von den gasförmigen Brennmaterialien ist es hauptsächlich das Kohlenoxydgas, welches entweder direct dargestellt oder in den Hohofengasen zur Verwendung gelangt, weniger benutzt man Kohlenwasserstoffgas.

Wird ein festes Brennmaterial in Berührung mit atmosphärischer Luft bis zum Glühen erhitzt, so entwickelt es Gase, welche Sauerstoff aus der Luft absorbiren und verbrennt, so dass es bis auf die eingemengten fremdartigen, feuerbeständigen Substanzen verschwindet. Die Brennmaterialien verhalten sich hierbei, hauptsächlich in Folge ihrer Zusammensetzung, verschieden, indem die Verbrennung mit oder ohne Flamme stattfindet, diejenigen nämlich, welche verhältnissmässig viel Wasserstoff enthalten und bei ihrer Erhitzung brennbare Gase entwickeln, verbrennen mit Flamme, es sind diess Holz, Torf, Braun- und Steinkohlen. Eine Verbrennung ohne Flamme, wie diess bei der Holz- und Torfkohle, sowie der verkohlten Braun- und Steinkohle der Fall, tritt ein, wenn überhaupt das Brennmaterial frei von Wasserstoff ist, oder bei

einem geringen Gehalte von Wasserstoff die Verbrennung sogleich so vollständig vor sich geht, dass sich nur Kohlensäure und Wasser erzeugen.

Von grosser Wichtigkeit ist die Ermittelung des Wärmeeffectes der Brennmaterialien, d. h. die bei der vollständigen Verbrennung derselben entwickelte, ihrer Menge und ihrem Grade nach gemessene Wärme. Lässt sich auch diese Menge der Wärme absolut nicht bestimmen, so kann doch wenigstens ihre relative Grösse ermittelt werden, und man unterscheidet, je nachdem man die erhaltenen Werthe auf ein bestimmtes Gewichtsquantum oder auf ein bestimmtes Volumen Brennmaterial bezieht, einen absoluten und einen specifischen Wärmeeffect. Durch Ermittelung des Wärmegrades, welcher bei der vollständigen Verbrennung des Brennmaterials entwickelt wird, erhält man den pyrometrischen Wärmeeffect desselben.

Was zunächst die Bestimmung des absoluten Wärmeeffects anlangt, so kann dieselbe auf verschiedene Weise erfolgen, nach der Methode von Rumford wird diejenige Gewichtsmenge Wasser von 0° ermittelt, welche durch die sämmtliche Verbrennungswärme eines Gewichtstheils Brennmaterial bis 100° C erhitzt wird. Man hat hiernach gefunden, dass

| | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| von | 1 | Gewichtsth. | Wasserstoffgas | 236 | Gewichtsth. | Wasser |
| - | 1 | - | Kohlenstoff | 78 | - | - |
| - | 1 | - | Holzkohle | 75 | - | - |
| - | 1 | - | guter Steinkohle | 60 | - | - |
| - | 1 | - | trocknem Holze | 36 | - | - |
| - | 1 | - | Torf | 25—30 | - | - |

von 0° auf 100° gebracht werden, oder es erwärmt:

| | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1 | Gewichtsth. | Wasserstoffgas | 23600 | Gewichtsth. | Wass. | auf | 1° | C |
| 1 | - | Kohlenstoff | 7800 | - | - | - | - | |
| 1 | - | Holzkohle | 7500 | - | - | - | - | |
| 1 | - | gute Steinkohle | 6000 | - | - | - | - | |
| 1 | - | trocknes Holz | 3600 | - | - | - | - | |
| 1 | - | Torf | 2500—2300 | - | - | - | - | |

Diese letztern Zahlen bezeichnen die sogenannten Wärmeeinheiten, d. h. also diejenigen relativen Wärmemengen, welche nothwendig sind, um die Temperatur eines Gewichtstheils Wasser, gewöhnlich eines Pfundes, um 1° C zu erhöhen.

Bezeichnet man den absoluten Wärmeeffect des Kohlenstoffs mit 1, so gestalten sich diese Zahlen einfacher folgendermassen:

| | |
|---|---|
| Wasserstoffgas | 3,03 |
| Kohlenstoff | 1,00 |
| Holzkohle | 0,96 |
| gute Steinkohle | 0,77 |
| trocknes Holz | 0,46 |
| Torf | 0,33—0,38. |

Es geht hieraus hervor, dass der absolute Wärmeeffect des Wasserstoffs dreimal so gross ist als der des Kohlenstoffs, so dass ein Brennmaterial um so mehr Wärme giebt, je mehr Wasserstoff es enthält.

Eine fernere Bestimmungsweise des absoluten Wärmeeffects der Brennmaterialien, von Berthier*) angegeben, gründet sich auf das von Welter aufgestellte Gesetz, wonach die aus verschiedenen Brennmaterialien beim Verbrennen entwickelten Wärmemengen unter sich genau in dem Verhältniss stehen, wie die Sauerstoffmengen, welche diese Brennmaterialien dabei absorbiren. Man ermittelt daher, wie viel das Brennmaterial Sauerstoff unter Berücksichtigung seines eigenen Gehaltes davon aufnimmt, um seinen Kohlenstoff völlig in Kohlensäure und den Wasserstoff in Wasser zu verwandeln, und vergleicht dann diese Menge mit derjenigen, welche ein anderes Brennmaterial von bekannter Brennkraft, z. B. reine Holzkohle, erfordert. Obwohl nun das oben erwähnte Welter'sche Gesetz nicht als vollkommen gültig angesehen werden muss, so weichen doch die nach dem Berthier'schen Verfahren erhaltenen Resultate nur unerheblich von der Wahrheit ab, und es bleibt dasselbe bei seiner Einfachheit für die Praxis gewiss von Werth. Berthier benutzt als sauerstoffhaltigen Körper reines Bleioxyd, dasselbe verbrennt, mit einem festen brennbaren Körper erhitzt, letztern vollständig, ohne dass einer der Grundstoffe dieses Körpers sich der Einwirkung des Sauerstoffs des Oxydes entziehen kann. Aus der Menge des reducirten Bleies ergiebt sich dann die Sauerstoffmenge, welche bei der Verbrennung absorbirt wurde. Nur auf einige

*) Berthier, Handbuch der met. analyt. Chemie, übersetzt v. Kersten. 1. Th. S. 207.

sehr bituminöse Substanzen, die einen grossen Antheil flüchtiger Stoffe enthalten, ist diese Probe nicht gut anzuwenden, indem geringe Mengen dieser Stoffe vor der Reduction des Oxydes sich verflüchtigen können. Der Versuch selbst wird in folgender Weise angestellt. Von dem Brennmaterial, es bestehe nun in Holz, Holzkohle, Steinkohle, Koaks etc., wird in möglichst fein zertheiltem, entweder geraspelten, gefeilten oder pulverisirten Zustande, 1 grm. mit wenigstens 20 und höchstens 40 grm. Bleioxyd (reiner Bleiglätte) gemengt, das Gemenge in einen Schmelztiegel (Probirtute) gebracht und noch mit 30 grm. Bleioxyd überdeckt. Das Schmelzgefäss, welches höchstens nur bis zur Hälfte angefüllt sein darf, weil sonst bei höherer Anfüllung ein Uebersteigen der Masse zu befürchten ist, wird dann auf einen Ziegelstein, der sich auf dem Roste eines schon mit einigen glühenden Kohlen versehenen kleinen Windofens befindet, gestellt, und nachdem es noch mit einem Deckel verschlossen worden, allmälich dadurch stärker erhitzt, dass man Kohlen nachschüttet, und zwar nur etwa so hoch, dass der obere Theil des Tiegels noch sichtbar bleibt. Die Masse wird bald weich, kocht und schäumt etwas auf. Ist sie völlig geschmolzen, so giebt man ein etwas stärkeres Feuer durch Aufschütten von Kohlen und führt diess ungefähr 10 Minuten lang fort, damit sich das reducirte Blei zu einem Regulus vereinigen kann. Hierauf wird das Schmelzgefäss aus der Form genommen, nach dem Erkalten zerschlagen und der Bleiregulus, nachdem er von aller anhängenden Schlacke, die aus dem überschüssig zugesetzten und geschmolzenem Bleioxyde besteht, befreit worden, gewogen. Aus dem Gewichte g des erhaltenen Regulus lässt sich nun der absolute Wärmeeffect des untersuchten Brennmaterials leicht berechnen; es ist nämlich derselbe, da 1 grm. Kohle nach der erwähnten Methode 34 grm. Blei reducirt $= \frac{g}{34}$ oder in Wärmeeinheiten ausgedrückt: $78 . 100 \frac{g}{34} = 230\ g.$

Die Bestimmung des specifischen Wärmeeffects eines Brennmaterials erfolgt einfach dadurch, dass man den gefundenen absoluten Wärmeeffect desselben mit dem specifischen Gewicht des betreffenden Brennmaterials multiplicirt.

Der pyrometrische Wärmeeffect eines Brennmaterials endlich, oder der Grad der Temperatur, den dasselbe bei seiner vollständigen Verbrennung hervorbringt, lässt sich am annäherndsten durch Rechnung ermitteln und dürfte in dieser Beziehung auf die ausführliche Behandlung des Gegenstandes in Scheerers Metallurgie, Bd. I. S. 145 u. ff., ferner S. 385 zu verweisen sein. Es finden sich a. a. O. die Formeln für die Berechnung des pyrometrischen Wärmeeffects eines Brennmaterials unter Zugrundelegung des absoluten Wärmeeffects desselben, sowie der relativen Gewichtsmenge und specifischen Wärme der erhaltenen Verbrennungsproducte. Es ist z. B. bei einer Verbrennung in atmosphärischer Luft der pyrometrische Wärmeeffect von

| | |
|---|---|
| Kohlenstoff, indem er zu Kohlensäure verbrennt | 2458 ° C. |
| - - - - Kohlenoxyd - | 1310 - |
| Kohlenoxyd, je nach dem verschieden angenommenen absoluten Wärmeeffect desselben | 2121—2828 - |
| Oelbildendes Gas . . . . . | 2290 - |
| Grubengas . . . . . | 1935 - |
| Wasserstoff . . . . . | 2080 - |

Kohlenstoffreichere Brennmaterialien haben hiernach einen grössern pyrometrischen Wärmeeffect als wasserstoffreichere, in Bezug auf den absoluten Wärmeeffect ist wie früher erwähnt, das Umgekehrte der Fall. Diess kommt von dem durch Verbrennung des Wasserstoffs gebildeten Wasserdampf, welcher eine beinahe viermal so grosse Wärmemenge gebraucht, um bis auf einen gewissen Grad erhitzt zu werden, als die bei der Verbrennung des Kohlenstoffs entwickelte Kohlensäure, und überdiess liefert 1 Gewichtstheil Wasserstoff 9 Gewichtstheile Wasserdampf bei der Verbrennung, während 1 Gewichtstheil Kohlenstoff nur $3^2/_3$ Gewichtstheile Kohlensäure erzeugt.

Eine Bestimmung des pyrometrischen Wärmeeffects mit Hülfe von Pyrometern ist zwar mehrfach versucht worden, indess ist die ganze Einrichtung dieser Instrumente, sowie die Schwierigkeit ihrer Anwendung der Art, dass die erhaltenen Resultate mehr oder weniger unzuverlässig genannt werden müssen. Das Brauchbarste in dieser Beziehung scheint noch das zuerst von Prinsep mit gutem Erfolge angewendete Verfahren zu sein, welches auf dem bekannten Schmelz-

punkte verschiedener Substanzen gegründet ist. Dasselbe wurde von mir bei der Bestimmung der Schmelzpunkte einiger Hüttenproducte, sowie bei der Ausmittelung der Hitzgrade, bei denen sich die wichtigsten und am häufigsten vorkommenden Silicate bilden, angewendet. Von den dabei, sowie überhaupt auch von Anderen erhaltenen Resultaten, welche sich nebst specieller Angabe meines Verfahrens in „Merbach, die Anwendung der erwärmten Gebläseluft im Gebiete der Metallurgie, Leipzig 1840" finden, sollen hier nur einige der interessanteren, sowie eine Zusammenstellung der von verschiedenen Brennmaterialien erhaltenen Wärmeeffecte, wie solche in Scheerers Metallurgie, Bd. I. S. 378 befindlich, mitgetheilt werden.

| | Wärmeeffect | | pyrometrischer. |
|---|---|---|---|
| | absoluter. | specifischer. | (Schmelzpunkt). |
| Zinn | — | — | 222,5—267° C |
| Wismuth | — | — | 241—265 - |
| Blei | — | — | 322—334 - |
| Zink | — | — | 411 - |
| Antimon | — | — | 512 - |
| Rothe Glätte | — | — | 954 - |
| Kupferstein | — | — | 1002 - |
| Silber | — | — | 1023 - |
| Bleistein | — | — | 1027 - |
| Schwarzkupfer | — | — | 1027 - |
| Rohstein | — | — | 1047 - |
| Bleispeise | — | — | 1062 - |
| Gold | — | — | 1102 - |
| Kupfer | — | — | 1173 - |
| Bleischlacke | — | — | 1317—1331 - |
| Bleisteinschlacke | — | — | 1317 - |
| Rohschlacke | — | — | 1331—1360 - |
| Schwarzkupferschlacke | — | — | 1345 - |
| Eisenhohofenschlacke | — | — | 1388 - |
| Gasförmige Brennmaterialien | 0,080—0,205 | 0,00010—0,00027 | 1450—1850 - |
| Gusseisen | — | — | 1500—1700 - |
| Holz | 0,36—0,47 | 0,14—0,28 | 1575—1750 - |
| Torf | 0,37—0,65 | — | 1575—2000 - |
| Stahl | — | — | 1700—1900 - |
| Braunkohle | 0,43—0,85 | — | 1800—2200 - |
| Stabeisen | — | — | 1900—2100 - |
| Steinkohle von 5 pC. hyg. F. und 5 pC. Asche | 0,79—0,96 | 1,06—1,44 | 2200—2350 - |
| Torfkohle | 0,33—0,85 | — | 2050—2350 - |
| Holzkohle | 0,64—0,97 | 0,10—0,20 | 2100—2450 - |
| Koaks (nicht über 5 pC. Asche) | 0,84—0,97 | 0,33—0,46 | 2350—2450 - |
| Platin | — | — | 2534 - |

## I. Von dem Holze.

Eigenschaften des Holzes. Obgleich die chemische Zusammensetzung der Holzfasern von verschiedenen Holzarten fast ganz gleich ist, so sind doch die letzteren hinsichtlich ihrer Dichtigkeit, Härte, spec. Gewicht, Entzündlichkeit und ihres Heizungsvermögens sehr von einander abweichend, weil die Structur des Holzes eine sehr verschiedene ist. Seiner Structur nach besteht das Holz aus langen, parallel neben einander liegenden Fasern, zwischen welchen röhren- und blasenförmige Räume sind, die Saft und gasförmige Flüssigkeit enthalten, welche während des Wachsthums ohne Unterbrechung darin circuliren. Nach dem verschiedenen Lockerheitszustand der Holzfaser unterscheidet man weiches und hartes Holz. Je saftreicher ein Holz ist, um so lockerer ist seine Textur und um so mehr verliert es beim Trocknen an seinem Gewicht. Man nimmt im Allgemeinen an, dass die grünen Hölzer 37 bis 48 Procent Flüssigkeit enthalten, je nachdem sie mehr oder weniger dicht sind. Selbst vollkommen lufttrocknes Holz enthält noch 16 bis 25 Proc. Wasser, welches nicht chemisch gebunden ist.

Die Bestandtheile des Saftes sind theils organischer, theils unorganischer Natur. Die ersteren sind verschieden; z. B. Harz in Nadelhölzern, Gerbsäure im Eichenholz. Die letzteren, die unorganischen Bestandtheile, welche beim Verbrennen des Holzes als Asche zurückbleiben, bestehen aus Kali, Natron, Kalkerde, Talkerde, Eisenoxyd, Manganoxyd, Phosphorsäure, Kieselsäure, Schwefelsäure, Chlor, von denen die Basen theilweise an Kohlensäure gebunden sind.

Der Aschengehalt der verschiedenen Holzarten ist ungleich; er variirt von 0,5 bis 5,0 Procent, je nach der Art des Holzes und der Beschaffenheit des Bodens, auf welchem es gewachsen ist.*) Das Holz ist sehr hygroscopisch und stark getrocknetes Holz zieht vermöge seiner Porosität und der in demselben enthaltenen zerfliesslichen Salze, in einem

*) Scheerer, Metallg. Bd. I. S. 157. Karst., Arch. I. R. XIV, 419; Dessen met. analyt. Ch. I. 136. Pharm. Centr. 1844. p. 453. Liebig, Jahresb. 1847—48, p. 1098.

Jahr 8 bis 10 Procent Wasser an, woraus sich die Nothwendigkeit absehen lässt, dass das Holz, wenn es einmal getrocknet, auch an einem trocknen Ort aufzubewahren ist.

Die meisten Holzarten sind specifisch leichter als Wasser, dagegen sind aber die festen Theile des Holzes wieder schwerer und nach Rumford ist das specifische Gewicht derselben bei allen Arten fast um die Hälfte grösser, als das des Wassers. Die specifischen Gewichte der einzelnen Holzarten in lufttrocknem Zustand sind sehr verschieden. Gründliche Versuche hierüber sind von Schübler und Neuffer und von Werneck angestellt worden.*) In Folgendem sind die specifischen Gewichte einiger der vorzüglichsten Hölzer enthalten:

| | frisch gefällt. | lufttrocken. | Wassergehalt im frisch gefällten Holz. |
|---|---|---|---|
| Steineiche | 1,0754 | 0,7075 | 34,7. |
| Esche | 0,9036 | 0,670 | 28,7. |
| Ahorn | 0,9036 | 0,6592 | 27,0. |
| Edeltanne | 0,8941 | 0,5550 | 37,1. |
| Birke | 0,9012 | 0,6274 | 30,8. |
| Buche | 0,9822 | 0,5907 | 39,7. |
| Kastanie | 0,8614 | 0,5749 | unbest. |
| Kiefer | 0,9121 | 0,5502 | 39,7. |
| Linde | 0,8170 | 0,4390 | 47,1. |
| Erle | 0,8571 | 0,5001 | 41,6. |
| Weide | 0,9859 | 0,4873 | 26,0. |
| Italien. Pappel | 0,7634 | 0,3931 | 48,2. |

Das Gewicht eines gegebenen Maasses von eingeschlagenem Holze hängt theils von dem specifischem Gewicht, theils von der Grösse der Scheite, theils auch von ihrer Form und der Sorgfalt des Einschlagens ab. Unter gleichen Umständen ist das Gewicht um so grösser, je grösser die Scheite sind und je grösser das specifische Gewicht des Holzes ist. Nach Marcus Bull**) beträgt in dem eingeschlagenen Holz,

*) Erdm. J. I, Bd. VII. 45; Hermbstädts Arch. IV, 79; Scheerer, Metallg. Bd. I. S. 163.

**) Berthier, met. analyt. Chem. Bd. I. 214.

der wirklich mit Holz gefüllte Raum 0,56, die Zwischenräume daher 0,44, nach Karmarsch*) sind 0,66 wirkliche Holzmasse.

Das Holz lässt sich in trockner Luft, sowie auch unter Wasser aufbewahren, wird es dagegen abwechselnd der Einwirkung der Luft, des Wassers und des Lichtes ausgesetzt, so zersetzt es sich allmählig, absorbirt Sauerstoff, bildet Kohlensäure, und verliert seinen Zusammenhang. Nach Berthier bestehen die wenig gefärbten, auf gewöhnliche Weise in einem Jahr lufttrocken gemachten Hölzer in 100 Theilen aus:

| | |
|---|---|
| Kohle . . . . . | 38,48 |
| Asche . . . . . | 1,00 |
| Gebundenem Wasser oder Sauerstoff und Wasserstoff im Verhältniss der Wasserbildung . . . | 35,52 |
| Hygroscopischem Wasser . . . . . | 25,00 |
| | 100,00 |

Der absolute Wärmeeffect der verschiedenen Holzarten ist bei gleichem Gewicht und gleicher Trockenheit so ziemlich gleich, daher sich auch die specifischen Wärmeeffecte von Holzarten mit gleich grossem Wassergehalt wie die specifischen Gewichte derselben verhalten. Im Allgemeinen wird angenommen, dass das Heizungsvermögen des durch künstliche Mittel vollkommen getrockneten Holzes 3500 oder nach Peclet 3600 Wärmeeinheiten gleich sei; d. h. dass 1 Pfd. Holz 35 bis 36 Pfd. Wasser von 0° bis 100° oder 3500 bis 3600 Pfd. Wasser um 1° C zu erwärmen im Stande sei. Ein Jahr nach dem Fällen beträgt das Heizvermögen des Holzes, wo es noch 20 bis 25 Procent Wasser enthält, 2600 bis 3000.

Wird Tannenholz bei 100° C getrocknet, so soll sein Gewicht an Kohle gegen 48 betragen, was auch mit den Elementaranalysen von Schödler und Petersen sehr nahe übereinstimmt. Feingeraspelt und bei 100° C getrocknet geben folgende Holzarten nachstehende Bestandtheile:

---

*) Kerl, met. Hüttenkde. Bd. I, 89.

| | Kohlenstoff. | Wasserstoff. | Sauerstoff. | Zur Bildung von Wasser sind erforderlich: Wasserst. | Mehrgehalt an Wasserstoff. |
|---|---|---|---|---|---|
| Buche | 48,53 | 6,30 | 45,17 | 5,64 | 0,66 |
| Birke | 48,60 | 6,37 | 45,02 | 5,63 | 0,64 |
| Tanne | 49,95 | 6,41 | 43,65 | 5,46 | 0,95 |
| Fichte | 49,59 | 6,38 | 44,02 | 5,50 | 0,88 |
| Kiefer | 49,94 | 6,25 | 43,81 | 5,48 | 0,77 |

Wie man den specifischen Wärmeeffect irgend eines Holzes findet, bedarf keiner besonderen Erklärung; man hat nur nöthig, das specifische Gewicht der Holzart zu ermitteln, und dieses mit dem absoluten Wärmeeffect zu multipliciren.

Durch Austrocknen des Holzes wird seine Heizkraft bedeutend vermehrt, weil das im grünen Holze befindliche Wasser zu seiner Verwandlung in Dampf selbst Wärme bedarf, und die sich entwickelnde Hitze zerstreuen hilft, wodurch der pyrometrische Wärmeeffect bedeutend herabgezogen wird.

Die Gesammtmenge der Wärme, welche bei der Verbrennung des Holzes entwickelt wird, bleibt sich stets gleich, die Verbrennung mag stattfinden auf welche Art sie immer wolle; es ist aber anzurathen, die hinreichende Menge Luft zur Verbrennung zu verbrauchen, weil der Wärmeeffect stets mit der Temperatur der gasförmigen Verbrennungsproducte zunimmt. Die Erfahrung hat gelehrt, dass man diess nur durch einen starken und lebhaften Luftzug mitten durch die brennende Masse erreicht. Trotzdem aber wird immer nur $^1/_3$, zuweilen jedoch die Hälfte des Sauerstoffs der Luft bei der Verbrennung consumirt. Der unverbrannte Sauerstoff und vorzüglich der Stickstoff der atmosphärischen Luft, welcher gegen 80 Procent in derselben ausmacht, vertheilt die frei werdende Wärme, so dass der pyrometrische Wärmeeffect bedeutend vermindert werden kann, wenn die Verbrennung eine unvollkommene ist. Man kann nicht annehmen, dass im Grossen die Verbrennung des Holzes so vollständig erfolge, dass blos Wasser und Kohlensäure gebildet werde, denn die sich entwickelnden Gase enthalten mehr oder weniger Essigsäure und Brandöl in Dampfform, sowie Kohlenoxydgas.

Nach Peclet ist das Strahlungsvermögen für verschiedene Hölzer ungleich und um so mehr, je grösser die Massen sind, die auf einmal verbrannt werden. In kleinen Mengen ist die strahlende Wärme für verschiedene Hölzer dagegen ziemlich constant, und die durch Strahlung zerstreute Wärme ist $^1/_3$ von derjenigen, welche durch die Gasarten fortgeführt oder $^1/_4$ der gesammten Wärme, welche entwickelt wird.

Die passendste Jahreszeit zum Fällen des Holzes ist im März, da es den Sommer über austrocknen kann. Das Holz muss gesund, ausgewachsen, nicht überständig, raupenfrässig oder wurmstichig sein, weil es dadurch über die Hälfte an Güte verliert. Die geschlagenen Hölzer müssen auf trocknem Boden aufgeklaftert werden, damit sie nicht stocken. Bei längerer Aufbewahrung steht das Holz am besten unter Schoppen, welche die Luft durchziehen kann.

Gebrauch des Holzes. Zu Siede- und Röstfeuern wird das Holz meistentheils in lufttrocknem Zustande und in mässig grossen Stücken oder Scheiten angewendet. Bei manchen Feuerungen kann auch Reissig oder sogenanntes Wellholz verwendet werden. Zum Abtreiben des Silbers, zum Feinbrennen des Blicksilbers, zum Gaarmachen des Kupfers in Flammenöfen bei der Darstellung des Bleies im amerikanischen Bleiheerd, wo man noch Holz anwendet, ist es vortheilhaft, sehr luft- oder ofentrocknes gespaltenes Holz zu gebrauchen. Beabsichtigt man hohe Hitzgrade mit Holz hervorzubringen, z. B. im Puddelofen, Eisenfrischheerd, Eisenhohofen*) beim Schmelzen des Glases und Blaufarbenglases, so muss das Holz gedarrt werden. Dieses Darren geschieht entweder auf dem Gewölbe der Schmelzöfen selbst, wobei man die verloren gehende Hitze benutzt, oder in besonderen Trocken- oder Darröfen, in Darr-

*) Erdm. J. f. ök. u. techn. Ch. XII, 337; XVII, 471. Erdm. J. f. pr. Ch. II, 337; VI, 231. — Dingl. polyt. J. LXI, 480; Brgwfrd. I, 356; II, 501; IV, 485. — Karst. Arch. XII, 408; XXV. 261. — Brg. u. h. Ztg. 1842. p. 324; 1843. p. 441 u. p. 545. — Le Blanc, Eisenh. II, 107; IV, 51, 69. — Valerius, Stabeisenfbrkt. Dtsch. v. Hartmann, 1845, p. 213.

kammern oder auch in Haufen. Für gewöhnlich werden die Räume, in welchem das Darren geschehen soll, mit dem Holz so angefüllt, dass dasselbe entweder auf einem unbeweglichen Boden oder auf einer beweglichen Unterlage ruht, und man dann entweder besondere Rostfeuerung anwendet, oder auch erhitzte Luft oder Gichtengase hinzuleitet.*)

Der grösstmöglichste Effect wird aus dem Holze erhalten, wenn es in kleine Stücke gespalten, gedarrt und in den Zweck entsprechenden Massen verbrannt wird, jedoch so, dass auf den Rost sehr oft, aber nur wenig auf einmal gebracht wird. Man muss die erforderliche Luft in hinreichender Menge zuführen, damit die sich entwickelnden Gasarten vollkommen verbrennen, doch darf man nicht eine übermässige Menge Luft durchführen, weil sonst ein Zerstreuen der Wärme stattfinden würde.. Der pyrometrische Wärmeeffect steigt hierbei von 1850° bis 1950° C, während er von lufttrocknem Holze nur eine Höhe von 1750° C erreicht.**)

Die harten Hölzer brennen nur an ihrer Oberfläche mit Flamme; alle flüchtigen brennbaren Substanzen werden durch die in das Innere eindringende Wärme ausgetrieben und es bleibt nur eine dichte voluminöse Kohle zurück, welche ohne Flamme zu Kohlensäure verbrennt. Die weichen Hölzer dagegen geben während der ganzen Dauer ihrer Verbrennung Flamme und hinterlassen nur geringe Mengen von Kohle. Man muss daher, wo man Flamme verlangt, den weichen Hölzern vor den harten den Vorzug geben, die harzreichen Nadelhölzer erzeugen die längste Flamme.

Wenn völlig lufttrocknes Holz einer Temperatur von 150° C längere Zeit ausgesetzt wird, so tritt ein Zeitpunkt ein, wo keine Gewichtsverminderung mehr stattfindet, der Ge-

---

*) Ueber Darren des Holzes: Erdm. J. f. ök. u. techn. Ch. XVI, 275. Erdm. J. f. pr. Ch. XXIV, 116. — Karst. Arch. I. R. III, 139, 189; XVI, 225. Karst. Metall. Bd. III, 27. Karst. Eisenhttkd. Bd. II, 454. — Bgwfd. III, 27, 111; IV, 81, 485; XII, 639. — B. u. h. Ztg. 1843. S. 58 u. 444. — Tunners Jhrb. III, 407. — Ann. d. min. III. sér. tom. IX, 449; XIII, 217; XVIII, 647.

**) Scheerer, Metallg. Bd. I, 170.

wichtsverlust beträgt dann 56—59 Proc. Der Rückstand ist der Holzkohle im Aeusseren ähnlich, aber noch keine Kohle, sondern besteht aus unvollständig entmischten Holzfasern. Die Zersetzung des Holzes beginnt daher schon in einer niedrigen Temperatur, vollendet wird sie aber erst in der angehenden Rothglühhitze.

Die Tannenzapfen können ebenfalls zu metallurgischen Processen angewendet werden und zwar in Gemeinschaft mit Holzkohle bei Schachtofenschmelzungen; ebenso eignen sie sich zum Rösten der Eisensteine, weil sie eine ausdauernde Hitze geben. 50 Cbkfss. Zapfen leisten dabei eben soviel als 70 Cbfss. weiches Holz. *) Ferner lassen sich aus ihnen, wie aus den Holzabfällen überhaupt, brennbare Gase erzeugen.

## II. Von der Holzkohle.

Wird Holz der trocknen Destillation unterworfen, d. h. in einem verschlossenen Raume verkohlt, so entwickelt sich zunächst das in dem Holz hygroscopisch gebundene Wasser; hierauf entweichen Gase und zwar im Anfang der Operation Kohlensäure, alsdann Kohlenoxydgas; gleichzeitig entwickelt sich aber auch mit Diesem schon etwas Doppelt-Kohlenwasserstoffgas und zu Ende vorzüglich nur Kohlenwasserstoffgas. Die Flüssigkeiten, welche sich in der angebrachten Vorlage verdichten, sind zwei verschiedene:

1) Eine wässrige, die nur aus Wasser besteht, worin Essigsäure und etwas Brandöl aufgelöst sind, und die man für gewöhnlich mit dem Namen Holzessig bezeichnet.

2) Eine ölige Flüssigkeit, dem sogenannten Theer, welche durch ein Gemenge verschiedener Stoffe, dem Brandöl, Brandharz, Holzgeist, Naphtalin, Paraffin, Kreosot gebildet wird.

Die Producte der Destillation des Holzes sehr verschieden, je nachdem die Destillation rasch oder langsam vorgenommen wird. Im ersteren Fall sind sie reicher an brenn-

*) Sächs. Gewerbeblatt, 1842. Nr. 19.

baren Substanzen als im letztern, so dass man bei einer raschen Destillation gewöhnlich nur $^2/_3$, öfters auch nur die Hälfte der Kohlen erhält, welche bei einer langsamen Destillation erlangt werden. Bei einer raschen Verkohlung und hochgesteigerten Temperatur gewinnt man 12 bis 16, bei einer langsamen Destillation und Anwendung einer niedrigen Temperatur 24 bis 28 Procent Kohle. Diese Verschiedenheit in der Menge der zurückbleibenden Kohle ist darin begründet, dass Wasserdampf in Berührung mit glühender Kohle zersetzt wird, wodurch sich ausser Wasserstoffgas auch Kohlenoxydgas und Kohlensäure bilden. Geht daher die Verkohlung des Holzes so schnell vor sich, dass ein Theil desselben noch Wasser entwickelt, während ein anderer Theil schon verkohlt ist, so wird das Wasser zerlegt, indem der Sauerstoff desselben sich mit Kohlenstoff verbindet, und ein Theil der Kohle, an Sauerstoff gebunden, gasförmig entweicht, was ein geringeres Ausbringen an Kohle zur Folge hat.

Bei Bereitung der Holzkohle muss daher eine möglichst niedrige, nur gegen das Ende des Processes allmählig gesteigerte Hitze angewendet werden, um möglichst wenig Kohle in den sich bildenden gasförmigen und tropfbarflüssigen Producten zu verlieren, und es würde die Erzeugung von Theer und Holzessig in grösserer Menge, in der Absicht, diese Producte zu verwerthen, nur auf Kosten des Kohlenausbringens erreicht werden.

Eigenschaften der Holzkohle. Vollkommen verkohlte Holzkohlen zeigen die Form und Structur des Holzes, aus welchem sie bereitet wurden, nur ist ihr Volumen ein geringeres.

Nach den Untersuchungen von Violette*) geben

1) verschiedene Holzarten, bei gleicher Temperatur verkohlt, eine ungleiche Menge von Kohle; die Ausbeute an Kohle, welche bei 72 Holzarten von 30 bis 45 Proc. wechselte, ist mithin nach der Natur des Holzes verschieden;

2) die Kohlen der bei gleicher Temperatur verkohlten Holzarten haben nicht dieselbe Elementarzusammensetzung; bei

*) Compt. rend. Mai 1853, Nr. 20. — Dingl. polyt. J. Bd. 129 S. 42. Daselbst, Bd. 123. S. 117, 185 u. 291. — Brg. u. h. Ztg. 1852. S. 254.

der Untersuchung von 72 Kohlenarten differirte der Gehalt an Kohlenstoff um 15 Procent. Die Zusammensetzung der Kohle hängt mithin nicht blos von der Temperatur ab, bei der die Verkohlung geschehen, sondern auch von der Natur des Holzes.

3) In einem und demselben Baum sind die näheren Bestandtheile ungleich vertheilt; Blatt und Wurzelfasern enthalten 5 Procent weniger Kohlenstoff als das Holz des Stammes, dagegen die Rinden der Zweige und Wurzeln 5 Proc. Kohlenstoff mehr als die Rinde des Stammes. Das eigentliche Holz im Stamm, den Aesten und Wurzeln hat eine und dieselbe Zusammensetzung.

4) Die Kohlen absorbiren an feuchter Luft mehr oder weniger Wasser, je nach der Temperatur ihrer Verkohlung; bei je höherer Temperatur sie verkohlt worden sind, desto weniger Wasser absorbiren sie, z. B.:

| Kohlen bereitet bei: | Absorbiren Wasser: |
|---|---|
| 150° C | 21 Procent |
| 250 - | 7 - |
| 350 - | 6 - |
| 450 - | 4 - |
| 1500 - | 2 - |

Pulverförmig nehmen dieselben Kohlen zweimal mehr Wasser auf als in Stücken.

5) Die Wärmeleitungsfähigkeit der Kohlen wächst mit der Temperatur ihrer Verkohlung; dasselbe gilt für die Leitungsfähigkeit der Electricität.

6) Die Dichtigkeit aller in Pulver verwandelten Holzarten ist dieselbe und grösser als diejenige des Wassers, sie ist ungefähr 1520 bei Annahme des Wassers zu 1000. Verschieden ist die Dichtigkeit der Kohlen nach der Temperatur ihrer Verkohlung; so dass Kohlen, die bei einer Temperatur von 150° bis 270° C. bereitet sind, eine Dichtigkeit von 1400 bis 1500, hingegen Kohlen, bei 1500° dargestellt, eine Dichtigkeit von 2000 haben, gleichfalls bei Annahme des Wassers zu 1000.

7) Die Kohlen, nachdem sie angezündet sind, bleiben mehr oder weniger lange Zeit im Glühen und zwar um so kürzere Zeit, je höher die Temperatur ihrer Verkohlung war.

Gute Kohlen, Schwarzkohlen, zeigen einen muschligen Bruch, sind glänzend, bläulich-schwarz und färben nicht ab; sie sind fest und nicht leicht zerreiblich, und geben beim Anschlagen einen hellen Klang. Bei unvollkommen erfolgter Verkohlung erhält die Kohle eine mehr oder weniger braunrothe Farbe, und man nennt sie in diesem Fall Rothkohle, Brandkohle, füchsige Kohle, auch wohl, wenn das Holz fast verkohlt ist, rohe Kohle.

Diese Rothkohlen zeigen zwar ebenfalls einen muschligen Bruch und Glanz, färben auch nicht ab, aber im Längenbruch erscheinen sie röthlich und wiegen schwerer als gute, auch geben sie beim Anschlagen wenig oder gar keinen Klang.

Die Entzündbarkeit der guten Holzkohlen ist nach ihrer Dichtigkeit verschieden. Berthier giebt den Entzündungspunkt derselben zu 240° C, Violette zu 370° C, Reich den von Fichtenkohlen zu 280° C an.

Die Holzkohle zeigt sich stets schwerer entzündlich als das Holz. Die am schwersten entzündlichen Kohlen nennt man schwere Kohlen. Sie enthalten bei gleichem Volumen mehr Kohlenstoff als die leicht entzündlichen und bringen daher bei Anwendung gleicher Volumina eine grössere Wirkung hervor. Die im Grossen bereitete und der atmosphärischen Luft noch nicht ausgesetzte Kohle ist zwar frei von Wasser, enthält aber noch flüchtige Substanzen in ihren Poren und brennt desshalb anfangs mit einer wenig leuchtenden Flamme. Je roher eine Kohle ist, desto mehr Flamme giebt sie, weil sie noch Wasserstoff gebunden enthält. Die Kohle besitzt die Eigenschaft, eine Menge Gasarten in sich aufzunehmen, die aber bei Anwendung einer Temperatur von 100° C wieder entfernt werden können. Hierauf beruht die Gewichtszunahme von 10 bis 20 Procent, die man bei Kohle wahrnimmt, wenn sie längere Zeit der atmosphärischen Luft ausgesetzt gewesen ist; ebenso hängt hiermit die Selbstentzündlichkeit, namentlich der klaren Kohle zusammen, indem die zerkleinte Kohle Luft absorbirt, dadurch Wärme frei wird und die einzelnen Theile zum Glühen kommen.*)

*) Brgwfrd. Bd. IV, S. 301.

Die gewöhnliche Holzkohle besitzt einen mittleren Aschengehalt von 3 Proc. und durchschnittlich 12 Proc. hygroscopisch gebundenes Wasser. — Das absolute und specifische Gewicht der Kohlen ist nach den Holzarten verschieden; z. B. ist Buchenholz schwerer als Fichtenholz, ein Gleiches gilt von deren Kohlen; es kann sonach das Gewicht der Hölzer als Anhaltepunkt für das Gewicht der Kohlen dienen. Nach den Versuchen von Hassenfratz und Werther sind indess die Kohlen weicher Hölzer theilweise schwerer, als die von harten Hölzern.*)

Hinsichtlich des absoluten Wärmeeffects der Holzkohlen ist zu bemerken, dass alle Kohlen bei Verbrennung eines gleichen Gewichtes auch eine gleiche Menge von Wärme entwickeln, die Verbrennung mag durch kalte oder erhitzte Luft bewirkt werden. Nach Despretz giebt 1 Kilogramm reine Kohle 7815 Wärmeeinheiten. Der Theorie nach soll der Kohlenstoff 34 Theile Blei aus Bleiglätte reduciren, was auch durch sehr reine Kohle (Zuckerkohle nach starkem Glühen) bestätigt wird, indem man beinahe diese Quantität Blei erhält. Da nun die gewöhnliche Holzkohle bei 1 bis $1\frac{1}{2}$ Procent Aschengehalt nach der Berthier'schen Probe nur 29 bis 30 Theile giebt, so beträgt ihr Heizungsvermögen in Wärmeeinheiten ausgedrückt, auch nur 6700 bis 6900.

Ueber den specifischen Wärmeeffect der Holzkohlen lässt sich nur wenig angeben, weil die specifischen Gewichte der verschiedenen Arten der Kohle, wie bereits erwähnt, sehr verschieden sind. Der specifische Wärmeeffect der Holzkohle ist stets geringer als der der betreffenden Holzart, aus welchem sie gewonnen wurde, z. B. ist der specifische Wärmeeffect der

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| Weissbuchenkohle | =0,18 | dageg. d. | Weissbuchenholzes | =0,31 |
| Eichenkohle | =0,15 | - | - Eichenholzes | =0,28 |
| Ahornkohle | =0,16 | - | - Ahornholzes | =0,26 |
| Lindenkohle | =0,10 | - | - Lindenholzes | =0,18. |

Für den pyrometrischen Wärmeeffect lassen sich nach Scheerer**) folgende Werthe ermitteln:

*) Erdm., J. f. pr. Ch. LXI, 21; Polyt. Centr. 1854, p. 248; 1847, p. 295.

**) Scheerer, Metallg. Bd. I, S. 205.

| | Pyrom. W.-E. |
|---|---|
| Völlig trockne Schwarzkohle . . . . | 2450° C |
| Schwarzkohle mit 12 Proc. Feuchtigkeit | 2365 - |
| Völlig trockne Rothkohle . . . . . | 2260 - |
| Rothkohle mit 10 Proc. Feuchtigkeit . | 2190 - *) |

Ausbringen an Kohle. Wenn man Holz der Verkohlung aussetzt, so erleidet es eine Volumenverminderung, d. h. es schwindet nach allen Seiten. Die Verminderung des Volumens ist von der Gattung, der Güte, dem Alter und der Dichtigkeit des Holzes, sowie auch von der resp. Schnelligkeit der Verkohlung abhängig und demnach verschieden. Am geringsten ist die Volumenverminderung, wenn die Verkohlung rasch erfolgt. Bei lufttrocknem Holz beträgt sie 20 bis 25 Procent, nach anderen Beobachtungen 8 bis 10 Procent. Die wenigste Volumenverminderung erleidet Holz von dichtem Gefüge, z. B. Stockholz und solches Holz, was längere Zeit im Wasser gelegen und wieder an der Luft getrocknet ist; die stärkste dagegen frischgefälltes und frischgezogenes Flössholz. Es ist schwer, die Grösse des Schwindens genau auszumitteln, weil das Holz beim Verkohlen oft bedeutende Risse und Sprünge bekommt. Die Kohlen weicher Hölzer sind weit mehr aufgesprungen als die harter. Die Risse zeigen sich nach allen Richtungen, am häufigsten in Radien vom Mittelpunkt aus. Das Schwinden des Holzes beträgt in der Längendimension beim

Eichenholz 9,8 %; Buchenholz 10,1 %; Kiefernholz 12 %. **)

In Betreff der Quantität Kohle, die aus dem Holze dem Gewichte nach gewonnen werden kann, ist bekannt, dass jede Holzart, nach völligem Austrocknen, bei gleichem Gewichte auch gleiche Gewichtsmengen Kohlen giebt. Nach Peclet kann das Kohlenausbringen niemals mehr als 30 Gewichtsprocent betragen. Durch alle bekannte Verkohlungsmethoden wird nie die ganze Menge des in Holz enthaltenen Kohlenstoffs ausgebracht, weil ein Theil desselben zur Bildung der gasartigen und sonstig flüchtig werdenden Verkohlungsproducte nöthig ist. Die Menge des Kohlenstoffs, die namentlich in

*) Scheerer, Metallg. Bd. I, S. 205.

**) Brgwfrd. Bd. III, S. 433.

dem Kohlenwasserstoffgas, Brandöl, Brandharz etc. sich entfernt, ist verschieden nach dem Hitzgrad, bei dem die Verkohlung vor sich geht. Je lebhafter und stärker die Hitze bei der Verkohlung ist, desto kohlenstoffreicher werden die Gasarten; je langsamer dagegen die Verkohlung bei niedriger Temperatur stattfindet, desto weniger Kohle geht mit in die flüssigen und gasförmigen Producte über. Das Kohlenausbringen von Weissbuchenholz beträgt bei einer raschen Verkohlung 13,3 Procent Kohle und bei langsamer Verkohlung 26,1 Procent, also fast die doppelte Menge an Kohle.*) Bei guter Meilerverkohlung lassen sich 22 bis 25 Procent und bei langsamer Verkohlung in verschlossenen Apparaten 25 bis 27 Procent vom Gewicht des Holzes an Kohle ausbringen.

Da man bei der Verkohlung im Grossen das Ausbringen nicht nach dem Gewicht, sondern nach dem Volumen anzugeben pflegt, mögen hier einige Resultate folgen:

Zu Niederbrunn am Rhein gewinnt man nach dem wirklichen Volumen aus:

Eichenholz- 54 Proc.
Buchenholz- 46—47 -
Fichtenholz- 54 - ;

im Fichtelgebirge aus:

Laub- und Astholz- 57 Proc.;

in Russland aus:

Grünem Fichtenholz- 46 Proc.
- Tannenholz- 60 - Kohle.

Bei diesen Angaben finden jedoch bedeutende Abweichungen statt, die ihren Grund grösstentheils in der verschiedenen Art der Bestimmung des cubischen Inhaltes des zu verkohlenden Holzes sowohl, als auch in der daraus dargestellten Kohle haben, theils aber auch in dem beim Verkohlen angewendeten Hitzgrade, dem Alter der Holzart und dem Feuchtigkeitszustand des Holzes vor der Verkohlung. Man kann annehmen, dass bei einer guten Meilerverkohlung 60 bis 75 Procent und bei der Verkohlung in verschlossenen Räumen gegen 80 Proc. an Kohle dem wirklichen Volumen nach ausgebracht werden.**)

*) Karsten, Metallg. B. III, S. 33.
**) Brgwkfrd., Bd. III, S. 1.

## Die verschiedenen Methoden der Holzverkohlung.

Die Verkohlung des Holzes im Grossen erfolgt nach zwei Methoden:

1) in Meilern und Haufen, wo das Holz eine bewegliche Decke von Erde erhält, die bei jedesmaliger Verkohlung eines aufgeschichteten Holzhaufens aufgetragen und nach der Verkohlung wieder abgenommen wird.

2) in Oefen, nämlich zwischen festen und unbeweglichen gemauerten oder eisernen Wänden, welche das zu verkohlende Holz umschliessen.

Bei Meilern, Haufen und zum Theil auch den Oefen wird die zur Verkohlung erforderliche Hitze durch unvollständiges Verbrennen eines Theils der zur verkohlenden Holzmasse hervorgebracht, bei einem andern Theil der Oefen ist hierzu besonderes Brennmaterial nöthig, dessen Verbrennung auf einem besondern Roste erfolgt.

Die zweckmässigste Jahreszeit zum Verkohlen des Holzes in Meilern und Haufen ist der Sommer und Herbst, weil in diesen Jahreszeiten die Witterung am beständigsten ist, theils auch die langen Tage die Arbeit begünstigen und es nicht an den zur Verkohlung erforderlichen Materialien, Rasen, Moos, Laub, Reissholz und Wasser mangelt.

Unter einem Meiler versteht man einen nach gewissen Regeln zur Verkohlung aufgesetzten Haufen Holz, der auf irgend eine Weise so bedeckt wird, dass der Zutritt der äusseren Luft abgeschlossen ist. Bei der Meilerverkohlung unterscheidet man stehende und liegende Meiler, wobei jedoch zu bemerken ist, dass ein liegender Meiler fast überall nur Haufen genannt wird. Beide Arten unterscheiden sich nicht allein durch ihre Form, sondern hauptsächlich dadurch, dass beim stehenden Meiler die Holzscheite fast vertical mit einer geringen Neigung nach der Axenlinie des zu bildenden Meilers nebeneinander im Kreise, in einer oder mehreren Schichten aufgestellt werden; bei einem liegenden Meiler oder Haufen dagegen die Scheite auf- und nebeneinander zu liegen kommen. Der stehende Meiler erhält auf diese Weise die Form eines abgerundeten Kegels, der liegende Meiler oder

Haufen aber eine länglich viereckige Form mit einigem Ansteigen nach dem einem Ende zu.

### 1) Die Verkohlung in Meilern*).

Im Allgemeinen kann man annehmen, dass die grösseren Meiler den kleineren vorzuziehen sind, weil bei ersteren das Kohlenausbringen, bei gleicher Sorgfalt in der Behandlung und gleicher Güte des Holzes, grösser ist; denn mit der Grösse der Meiler wächst die in der Verkohlung begriffene Holzmasse in einem bedeutend grösseren Verhältnisse als die Oberfläche des Meilers, so dass bei grossen Meilern die Oberfläche zum Inhalt verhältnissmässig viel geringer ist als bei kleineren. Hieraus folgt auch, dass die Gefahr des Luftzutrittes durch die Oberfläche eine viel geringere ist und man noch den Vortheil hat, weniger Material zur Deckung des Meilers anzuschaffen. Uebrigens beträgt auch die in der Mitte des Meilers verbrannte Menge Holz verhältnissmässig weniger, als bei kleineren Meilern; auch soll nach den hier und da gemachten Erfahrungen die Qualität der Kohle, wegen des vollständiger abgehaltenen Luftzutritts bei grossen Meilern besser sein als bei kleineren.**)

Unter die grossen Meiler zählt man diejenigen, welche gegen 3000 Cubikfuss Raum mit 28 bis 30 Klafter $^6/_4$elligem Holz einnehmen; die kleineren fassen 800 bis 1500 Cubikfuss. Bei der sächsischen Holzverkohlung haben sich 3schichtige Meiler von 1500 bis 2000 Cubikfuss als die vorzüglichsten empfohlen.

Ueber die Auswahl und Beschaffenheit einer Kohlstätte im Allgemeinen. Die Kohlstätte oder Meilerstätte bildet den Platz, der zur Verkohlung einer Quantität Holz besonders vorgerichtet wird.

Bei ihrer Anlage ist zu berücksichtigen:

1) dass sie so wenig wie möglich Arbeit erfordert;
2) die Zufuhr des Holzes möglichst wohlfeil geschehen kann;
3) die Abfuhr der Kohlen leicht und vortheilhaft sei;

---

*) Scheerer, Metallg. Bd. I, S. 211.

**) Ann. d. mines. 4. R. Bd. III, p. 263; Brgwfrd., Bd. VII, S. 209.

4) Die zur Verkohlung nöthigen Materialien, als: Wasser, Rasen, Erde, Reissig u. s. w. nahe und in hinreichender Menge zu haben sind;

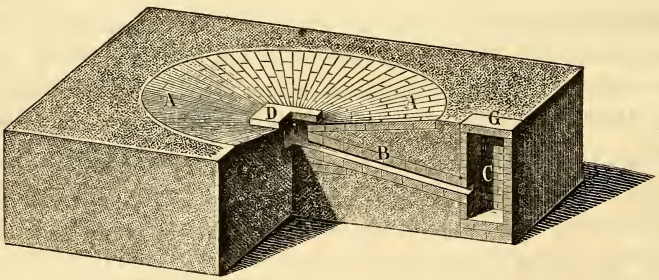
5) der Meiler gegen Wind und Regen geschützt sei;

6) der Boden des Platzes weder eine sehr feuchte noch zu trockne und lockere Beschaffenheit hat.

Ein feuchter Grund verhindert die gleichförmige Verkohlung und erzeugt rohe Kohlen; felsiger, zerklüfteter oder lockerer Boden gestattet einen zu bedeutenden Luftzug, man sagt dann, die Stätte ist zu hitzig; sehr lehmreicher Grund brennt sich wiederum zu fest und der Luftzutritt wird hierdurch beeinträchtigt, in diesem Fall nennt man den Platz zu kalt.

Bei Anlegung einer neuen Kohlstätte verfährt man auf folgende Weise: Kann der Verkohlungsplatz seine feste Lage behalten, so ist die Einrichtung einer sogenannten festen Meilerstätte (Fig. 1) jedenfalls von Vortheil. Bei einer solchen Stätte, bei welcher die entstehenden Zersetzungsproducte zum Theil condensirt werden, wird die kreisrunde Fläche, auf welcher der Meiler stehen soll, aus Ziegelmauerung hergestellt, und zwar in der Art, dass dieselbe von der Peripherie nach dem Mittelpunkte zu eine geringe Neigung hat. Unter dem Mittelpunkte

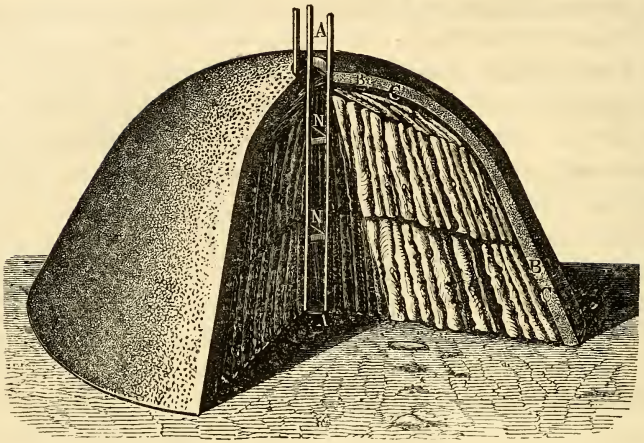
Fig. 1.




befindet sich eine mit einer eisernen Platte *D* lose bedeckte Vertiefung, von welcher aus ein schräg gehender Kanal *B* in dem zur Seite des Meilers angebrachten Behälter *C* mündet. Letzterer wird durch eine Platte *G* verschlossen, auf welche noch Erde geschüttet wird. Nach beendigter Verkohlung wird diese Platte *G* aufgehoben, das Reservoir ausgeschöpft und dann wieder verschlossen. Will man sich einer veränderlichen

Meilerstätte bedienen, so wird der ausgewählte Platz zunächst von Rasen, Steinen und Wurzeln gereinigt und geebnet; ist er feucht oder sumpfig, so muss eine Unterlage von Holz, ein Rost gelegt werden, der 1 Fuss hoch mit Erde oder Kohlenlösche bedeckt wird. Auch erhält wohl die Stätte nach der Mitte zu ein geringes Ansteigen, um das Abfliessen der condensirten Flüssigkeiten zu befördern und um den Meiler überhaupt besser aufbauen zu können. Nach Herstellung der Meilerstätte schreitet man zum Richten des Meilers oder zum regelmässigen Aufschichten der Scheite. Beim Richten eines stehenden Meilers werden zunächst um den Mittelpunkt der Stätte 3 Pfähle, die Quandelpfähle, in den Boden befestigt und durch Holzspreizen aus einander gehalten. Um diese Quandelpfähle wird das Holz in concentrischen Reihen aufgestellt, und zwar so, dass die einzelnen Scheite nach jenen eine Neigung erhalten und das dünnste Ende derselben stets nach Oben gerichtet ist. Die von der vorigen Verkohlung übrig gebliebenen Brände werden unmittelbar am Quandel aufgestellt, damit daselbst das Feuer rasch um sich greife. Die stärksten Hölzer bilden die untere Schicht, auf diese kommt eine zweite und zuweilen noch eine dritte, je nach der Grösse, die man dem Meiler geben will. Der oberste kuppelförmige Theil des Meilers, die Haube oder der Kopf genannt, wird aus horizontal liegenden Scheiten oder auch Astholz gebildet, um dem Ganzen die gehörige Rundung zu geben. Beim Richten eines Meilers ist zu beobachten, dass 1) das Holz so dicht wie möglich gesetzt wird, um einen zu starken Luftzutritt und daraus folgenden Kohlenverbrand zu vermeiden, wesshalb man die Zwischenräume mit kleinerem Holz, Astholz, Spähnen u. dgl. ausfüllt; 2) dass beim Aufsetzen der oberen Schichten die einzelnen Scheitenden gut mit denen der unteren Schicht auf einander passen; 3) dass die Rindenseite der Scheite stets nach aussen, die Kernseite dagegen dem Quandel zugekehrt ist. Der durch die Quandelpfähle gebildete schachtartige Raum, Quandelschacht genannt, wird mit Spähnen und trocknem kleinen Holz angefüllt. Aus Fig. 2 ist die Herrichtung eines derartigen Meilers zu ersehen, *A* ist der durch die Quandelpfähle gebildete Raum, *N* sind die Spreizen, welche diese Pfähle aus einander halten.

Fig. 2.




Ist der Meiler gerichtet, so schreitet man zum Decken desselben, wobei das dichteste Material das beste ist. Zunächst bedeckt man mit Rücksicht auf den herrschenden Wind den Meiler vollkommen mit Rasen, Moos, Laub, und dergleichen; auf diese erste Decke, die Rauhdecke (Fig. 2) *C* folgt die zweite, das Erddach oder die Erddecke *B*. Hat der Meiler nur eine geringe Höhe, so bedarf es keiner besonderen Vorrichtung, die Erddecke festzuhalten; im anderen Falle muss man zuvor eine Rüstung oder Unterrüstung anlegen, indem man dem Meiler ringsum eine Umfassung von dünnen Aesten giebt, die in hölzernen Gabeln ruhen. Die Rüstungen gewähren ausser einer Unterstützung der Decke noch den beim Anzünden sich entwickelnden Dämpfen einen Ausweg nach unten. Die Erddecke besteht aus einem Gemenge von fetter Erde und Sand.

Nach dem Abdecken des Meilers erfolgt das Anzünden desselben im Quandel. Die Art des Anzündens ist aber verschieden; es erfolgt entweder von oben durch den Quandelschacht oder, wie in einigen Gegenden, von unten durch die sogenannte Zündgasse, einem Kanal, der am Fusse des Meilers von der Peripherie desselben nach dem Quandel führt.

Ist der Meiler angezündet, so muss man suchen, das Feuer ganz gleichmässig nach allen Seiten vom Kopf bis zum

Fuss zu leiten, ohne dass im Meiler selbst ein wirkliches Verbrennen von Holz entsteht, alles Holz aber verkohlt wird. Die Leitung des Feuers vom Kopf nach dem Fuss wird bewirkt durch Herstellung besonderer Rauchlöcher (Raumlöcher, Zuglöcher, Register), die man mit Hülfe einer Stange, dem Schürbaum, durch die Decke sticht. Zunächst bildet man am Fuss des Meilers die sogenannten Fussräume in einiger Entfernung von einander. Nach Verlauf einiger Tage bringt man auch in der halben Höhe des Meilers dergleichen Oeffnungen an und bei hohen Meilern auch in der Nähe der Haube. In der Regel kohlt man in den ersten 24 Stunden blind, d. h. ohne Rauchlöcher, damit das Anwärmen des Meilers schnell und stark bewirkt werden kann und die sich im Innern ansammelnde Feuchtigkeit so bald als möglich entfernt wird; ein zu langsames Anwärmen verursacht immer einen Verlust an Kohlen und ausserdem auch einen unregelmässigen Gang. Während des Blindkohlens bedeckt sich die Oberfläche des Meilers mit Feuchtigkeit und entwickelt sich ein wässriger Rauch, wesshalb diese Periode das Schwitzen oder Abbähen des Meilers genannt wird.

Wenn die sich entwickelnden Gase keinen gehörigen Abzug finden, entstehen leicht Explosionen, wobei zuweilen die Decke abgeworfen wird und ein Stossen, Schlagen oder Werfen des Meilers erfolgt. Diess findet um so weniger statt, je schneller der Meiler abgebäht wird. Die bei dergleichen Explosionen entstehenden leeren Räume müssen wieder mit Holz ausgefüllt werden. Diese Operation heisst das Füllen des Meilers. Je steiler der Meiler gerichtet ist, um so weniger ist das Füllen nothwendig. Beim Füllen wird zunächst mit dem Wehrhammer (einem grossen hölzernen Schlegel) überall auf dem Meiler das Holz und die schon gebildeten Kohlen, so weit es nöthig erscheint, zusammengeschlagen, um den Köhler nicht der Gefahr auszusetzen, hineinzufallen, hierauf wird das Erddach und die untere Decke hinweggeräumt, die Oeffnung aber mit einer 16 Fuss langen und 3 Zoll starken Stange, der Füllstange, so ausgearbeitet, dass die Kohlen sich in die unteren leeren Räume setzen und oben nur ein grosses Loch, das Füllloch bleibt, welches dicht mit Holz ausgefüllt und dieses mit dem Wehrhammer festgeschlagen wird; hierauf

erfolgt dann die Wiederherstellung der Decke. Diese ganze Arbeit muss möglichst rasch betrieben werden. Von jetzt an sind keine Explosionen mehr zu befürchten; der Meiler bleibt mehrere Tage sich selbst überlassen, während welcher Zeit bei fast gänzlichem Abschluss der Luft die innere Gluth die Verkohlung des Holzes bewirkt; diese Periode bildet das Treiben des Meilers.

Sobald von oben herein ein gleichförmiges Zusammensinken des Meilers bemerkbar wird, hat die Verkohlung ihren regelmässigen Verlauf. Erfolgt hingegen das Schwinden ungleichförmig, so muss die Decke auf der Seite, welche am meisten niedersinkt, verstärkt werden. Entstehende Risse bewirft man sorgfältig mit Rasen oder grünem Reisholz und Erde.

Um den sich entwickelnden Dämpfen Abzug und der Luft Zutritt zu gestatten, öffnet man zunächst die Fussräume, und es beginnt damit die letzte Periode, das Zubrennen; nach Verlauf einiger Tage werden in der halben Höhe des Meilers auch die Mittelräume geöffnet. Die Zahl und Grösse der Raumlöcher hängt ganz von dem Zustand des Meilers ab. Tritt endlich das Feuer aus den Fussräumen hervor, so geht der Meiler zur Gaare. 24 Stunden nach dem Gaarwerden des Meilers wird das Abkühlen desselben vorgenommen, wobei der Meiler ganz dicht mit Erde beworfen und das Feuer erstickt wird. Nach weitern 24 Stunden ist die Abkühlung des Meilers so weit vorgeschritten, dass demselben die Kohlen nach und nach entnommen werden können, welche Arbeit man das Kohlenziehen oder das Langen des Meilers nennt. Es erfolgt, indem mittelst eines eisernen Ziehhakens an der dem herrschenden Wind entgegengesetzten Seite eine Oeffnung gemacht und circa 100 Cubikfuss Kohlen herausgenommen werden, dann aber sofort die Oeffnung wieder mit Sand und Lösche zugeworfen wird, um bei etwaigem Vorhandensein von noch theilweise glühenden Kohlen jeden Kohlenverbrand zu vermeiden. In dieser Weise fährt man rings des Meilers fort, ihm seine Kohlen zu entnehmen.

Die gezogenen Kohlen, die vielleicht noch hier und da glimmen, werden mit Sand, besser mit Wasser gelöscht und

sortirt. Beim Löschen mit Wasser hat man sich aber zu hüten, nicht zu viel von diesem Löschmittel anzuwenden, weil zu nasse Kohlen ihrem Zwecke nicht entsprechen würden.

Der ganze Verkohlungsprocess eines Meilers vom Anzünden bis zur Gaare nimmt durchschnittlich für einen kleinen Meiler einen Zeitraum von 8 Tagen und für einen grösseren mit 2 bis 3000 Cubikfuss Inhalt von 12 bis 16 Tagen in Anspruch.

Durch Aufbrechen eines im Treiben befindlichen Meilers hat Ebelmen*) gefunden, dass der bereits von oben nach unten verkohlte Theil der Holzmasse die Gestalt eines umgekehrten abgestumpften Kegels besitzt, dessen Axe mit der Höhenaxe des Quandelschachtes zusammenfällt. Auch Violette**) hat sich in neuerer Zeit mit Ermittelung des chemischen Vorganges beim Holzverkohlen beschäftigt.

Die Verkohlung in Meilern ist nicht in allen Ländern übereinstimmend, sondern es finden zahlreiche Abweichungen statt, vorzugsweise im Thüringer Wald, im Siegen'schen, auf dem Schwarzwald, im Salzburgischen, in Steiermark und in Schweden.***)

### 2) Die Verkohlung in Haufen.

Die Verkohlung in Haufen oder liegenden Meilern findet vorzüglich nur in holzreichen Gegenden noch eine Anwendung, z. B. in Russland, Schweden†) und Steiermark. Das nach dieser Methode zur Verkohlung gelangende Holz wird in Stämmen von 6 bis 10 Fuss Länge und bis 12 Zoll Stärke so über einander gelagert, dass ein länglich viereckiger Haufen entsteht, der nach dem einen Ende zu etwas ansteigt und mit einer ähnlichen Decke versehen wird wie ein Meiler. Die Länge eines solchen Haufens beträgt 20 bis 60 Fuss und die

---

*) Brg. u. h. Ztg. 1844, S. 505; Brgwfrd. VII, 209; X, 161. Scheerer, Metallg. Bd. I, S. 243.

**) Dingl. p. J. CXXIII, 117; polyt. Centr. 1852, S. 355; 1854, S. 361.

***) Berg's Anleitung z. Verkhl. d. Holzes. Darmstadt 1830. Karst., Eisenhttkd. Bd. II, S. 315.

†) Af Uhr, Anleitg. z. vortheilh. Verkohl. d. Holzes etc., deutsch von Blumhof. Giessen 1820.

Breite 8 bis 12 Fuss. Die Länge der Holzstämme bildet in der Regel die Breite dieser Haufen.

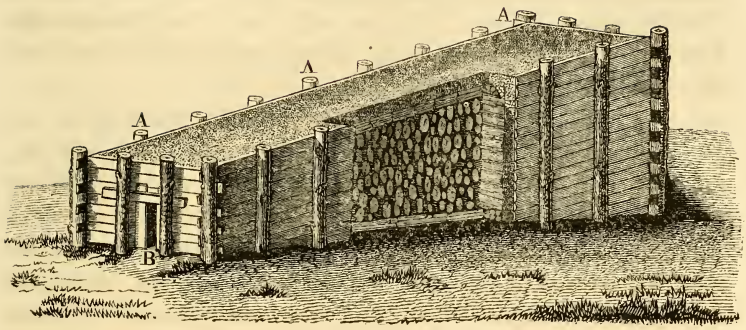
Bei Auswahl der Kohlstätte, auf welcher eine Haufenverkohlung vorgenommen werden soll, hat man dieselben Regeln, wie bei der Meilerverkohlung zu beobachten, indess braucht man sie mit weniger Strenge zu befolgen.

Ist die Grösse des aufzustellenden Haufens abgesteckt, so schlägt man hölzerne Pfähle in einer Entfernung von 2—5 Fuss von einander in den Boden ein und zwar in der Weise, dass die am hinteren Ende, dem Kopf oder Segel des Haufens, höher sind, als die am Fussende desselben. Der Zweck dieser Pfähle ist, die Decke an den senkrechten Seitenwänden festzuhalten. Auch an den anderen Seiten treibt man dergleichen Pfähle ein, wenn dieselben sich nicht abflächen, sondern eine senkrechte Wand bilden sollen. Auf die Kohlstätte bringt man zunächst zur Bildung eines Rostes eine Holzunterlage, bestehend aus Aesten oder langgespaltenem Holz, um die Holzstämme nicht unmittelbar auf der Kohlstätte auflagern zu lassen, der Bildung von Bränden vorzubeugen und den nothwendigen Luftwechsel herzustellen. Auf diesen Rost kommen dann die Holzstämme zu liegen und zwar werden sie je nach ihrer Stärke so vertheilt, dass möglichst wenig Zwischenräume entstehen, die stärksten werden zunächst des Kopfes gelagert und die Zwischenräume mit Astholz ausgefüllt.

Beim Beginn des Deckens werden an die innere Seite der eingeschlagenen Pfähle Schwarten oder dünne Breter angeschlagen, hierauf der 6 bis 10 Zoll weite Raum zwischen diesen und den Holzenden mit Kohlenlösche oder Erde dicht ausgerammelt, dann der Haufen oben mit einer Rauchdecke von Reissig, Moos und Rasen versehen und endlich mit Lösche bedeckt. Figur 3 giebt ein Bild eines derartig vorgerichteten Meilers. *A*, *A* die die Haufen von allen Seiten umgebenden Pfähle.

Um den Haufen anzuzünden, bringt man glühende Kohlen an das Fussende, das man gleich anfänglich mit leicht entzündlichen Brennmaterialien versehen hat. Sobald ein hellblauer Rauch (gaarer Dampf) durch die Decke dringt, wird das Anzündeloch *B* sorgfältig geschlossen; dagegen stösst man an der vorderen Seite des Fussendes, etwa 15 Zoll über dem

Fig. 3.




Boden, 3 bis 4 circa 1 Zoll weite Raumlöcher in den Haufen, wodurch dieser Theil vollkommen erwärmt und in Brand gesetzt wird. Zeigt sich auch hier dieser hellblaue Rauch, so werden diese Raumlöcher geschlossen und an jeder der langen Seitenwände 3 bis 4 neue geöffnet, von denen das erste sich in einer Entfernung von 6 bis 7 Fuss vom Fussende befindet.

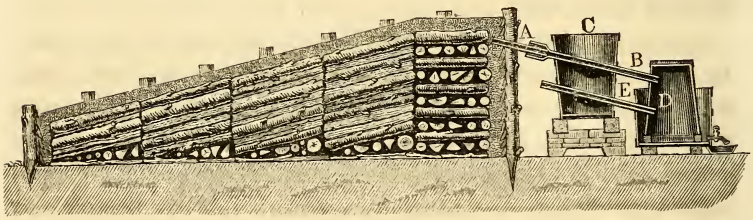
Der Abstand der einzelnen Raumlöcher unter sich beträgt 12 bis 15 Zoll und der von der Kohlstätte 2 Fuss. Wie nach und nach die Verkohlung des Holzes nach dem Kopfende hin vorschreitet, führt man auch die Raumlöcher an beiden langen Seitenwänden bis zum Kopfende, woselbst dann ebenfalls 2 Reihen Löcher eingestossen werden. Das Schliessen der Löcher erfolgt immer, wenn aus ihnen ein lichtblauer Rauch aufsteigt, wonach sofort neue angelegt werden, aber immer im Verhältniss der zunehmenden Höhe des Haufens. Wenn man mit den Raumlöchern bis auf eine Entfernung von 8 Fuss vom Kopfende vorgeschritten ist, kann man am Fussende bereits mit dem Ziehen der Kohlen beginnen, doch ist es nothwendig, während dieser Zeit sämmtliche Raumlöcher zu schliessen, überhaupt vorsichtig zu sein, dass im Haufen kein der Verkohlung nachtheiliger Luftzug entsteht.

Etwas abweichend von dem eben beschriebenen Verfahren wendet man bei der Haufenverkohlung zuweilen das Holz gespalten an und bringt dasselbe der Länge nach in die Haufen. Zur Verkohlung bedarf es hier weniger Raumlöcher, da das Feuer in dem gespaltenen und seiner Länge nach liegenden

Holz weit rascher vorwärts schreitet. Das Einfassen, Abdecken und Anzünden der Haufen erleidet dagegen keine Veränderung. Dieses Verfahren soll viele Vorzüge vor der gewöhnlichen Haufenverkohlung haben, hauptsächlich durch ein grösseres Kohlenausbringen.*)

Die Gewinnung von Nebenproducten, namentlich des Holzessigs und des Theers, lässt sich bei der Haufenverkohlung weit leichter bewerkstelligen, als bei der Verkohlung in Meilern, weil die sich entwickelnden Dämpfe ihren Weg nach dem höheren Theil, dem Kopf des Haufens, nehmen, der erst zuletzt zur Verkohlung gelangt, und von wo sie behufs ihrer Condensirung mittelst Röhren durch einen Kühlapparat nach einer Vorlage abgeleitet werden können. Fig. 4 stellt eine derartige Vorrichtung dar. Am Kopfe des Haufens sind 3 gusseiserne Röhren *A* in den Haufen geführt und gut verdichtet. Diese Röhren vereinigen sich in der trichterförmigen

Fig. 4.




Erweiterung der Kühlröhre *B*, welche durch ein gewöhnliches grosses hölzernes Kühlfass *C* geht, dem fortwährend frisches Wasser zufliesst. Das Ende dieser Röhre geht in eine ebenfalls hölzerne Vorlage *D*, welche zur Aufnahme der condensirten Destillationsproducte bestimmt ist. Die Röhre *E* hat den Zweck, die nicht condensirbaren Gase abzuführen, sie ist wie die Kühlröhre ebenfalls von Eisen. Die Fässer sind von Holz.

Im Kleinen wird zuweilen die Verkohlung von Holzabfällen in Gruben vorgenommen, gleichsam wie in umgekehrten Meilern, deren Haube nach unten gekehrt ist. Es scheint

*) Karsten, Metallg. Bd. 3, S. 75.

diess die älteste aber auch unzweckmässigste Verkohlungsmethode zu sein.*) In China ist sie eine der gebräuchlichsten Methoden.**)

### 3) Die Verkohlung in Oefen.

Die Verkohlung in Oefen wendet man vorzüglich an, um die Destillationsproducte in grösserer Menge auffangen und nutzbar machen zu können; die frühere Meinung, durch Ofenverkohlung eine bessere Kohle zu erlangen als in Meilern, hat sich als eine irrige erwiesen.

Man kann 4 Arten von Verkohlungsöfen unterscheiden:

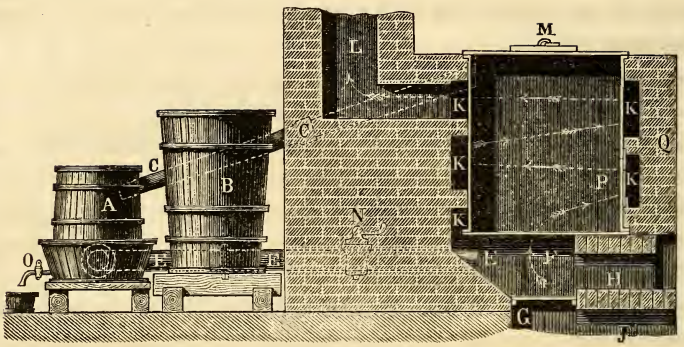
1) Verkohlungsöfen mit Anwendung von äusserer Hitze;
2) Verkohlungsöfen mit Zutritt von atmosphärischer Luft;
3) Verkohlungsöfen ohne Luftzutritt durch Erhitzung des Holzes mittelst glühender eiserner Röhren und
4) Verkohlungsöfen durch zersetzte glühende Luft.

Bei der ersten Art von Verkohlungsöfen, wo man äussere Hitze anwendet, ist der Hauptzweck eigentlich nur der, alle bei der Verkohlung des Holzes sich bildenden flüssigen Producte durch Destillation zu gewinnen. Dergleichen Oefen haben gemauerte Wände, ähneln den Backöfen und bilden die gewöhnlichen Theer- und Pechöfen. Die Wände sind doppelt, so dass ein Ofen gleichsam in einen zweiten hineingesetzt ist; der Zwischenraum zwischen beiden dient zur Erhitzung des inneren, der das zu verkohlende Holz unmittelbar umschliesst. Die inneren Wände werden zuweilen statt aus Mauerung aus Eisenblech oder gegossenen eisernen Platten zusammengesetzt, weil sie dadurch weniger Brennmaterial zur Erhitzung bedürfen als ganz massive Wände. Einen derartigen Verkohlungsofen stellt Fig. 5 vor. Die Vorlage *A* und das Kühlfass *B* sind mit kaltem Wasser gefüllt und durch die eiserne Röhre *C* mit dem viereckigen Verkohlungsraum verbunden. Zur Abführung der nicht condensirbaren Gasarten ist aus *A* eine eiserne Röhre *E* in den Feuerungsraum *F* des Ofens zurückgeführt. Durch den Kanal *H* wird das Brenn-

*) Karsten, metall. Reise. Halle 1821. S. 424. — Erdm. J. Bd. II, 10. — Scheerer, Metallg. Bd. I, S. 276.

**) Brg. u. h. Ztg. 1842. S. 288.

Fig. 5.




material auf den Rost *G* gebracht, *J* der Aschenfall. Die Flamme geht in den Zügen *K* um den Verkohlungsraum nach der Esse *L*. Das Holz wird durch die Oeffnung *M* eingebracht und möglichst dicht gepackt, die Oeffnung aber dann sorgfältig verschlossen. Zunächst giebt man lebhaftes Feuer, sobald die Destillation aber in Gang ist, öffnet man den Hahn *N*, um die nicht condensirbaren Gasarten in den Feuerungsraum abziehen zu lassen. Durch den Hahn *O* wird die in dem untern Gefässe der Vorlage sich ansammelnde Flüssigkeit abgelassen. Zeigt diese Flüssigkeit eine braune Farbe, so wird mit Feuern aufgehört, und das völlig glühende Holz muss nun durch die eigene Hitze den Destillationsprocess fortsetzen. Nach 14 kis 16 Stunden von Anfang des Processes an wird auch der Hahn *N* geschlossen und das Feuer zum Erlöschen gebracht. Nach 6 Stunden sind die Kohlen erkaltet. Bei *P* befindet sich eine Oeffnung, welche sorgfältig mit einer eisernen Thür verschlossen ist, durch diese und durch eine mit ihr in der Umfassungsmauer *Q* des Ofens correspondirende Oeffnung werden die Kohlen herausgezogen.

Dergleichen Oefen können wenig Vortheil darbieten, indem bei einem Kohlenausbringen von 60 Proc. dem Volumen nach fast ebenso viel Reissholz als Feuerungsmaterial verbraucht wird.

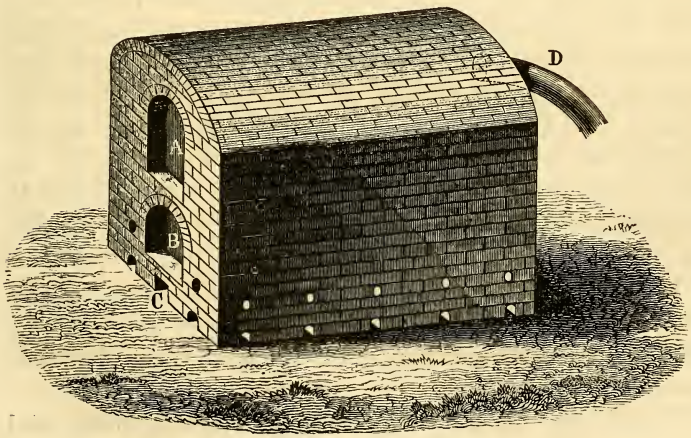
Die zweite Art von Ofenverkohlung mit Zutritt von atmosphärischer Luft ähnelt vollkommen der Verkohlung des Holzes in Meilern. Die Meilerdecke wird hier durch die

feste Mauer des Ofens vertreten. Der Luftzutritt bei diesen Oefen kann auf verschiedene Weise bewerkstelligt werden, entweder ganz analog der Meilerverkohlung durch in den Umfassungswänden angebrachte Register, oder durch einen Rost, unter welchem die Luft in den innern Raum des Ofens eintritt.

Die Oefen ersterer Art gleichen bei runder Form ganz den Meilern, bei vierseitiger Gestalt dagegen den Haufen. Die runden Meileröfen haben zur Einbringung des Holzes im Scheitel und an der Sohle eine Oeffnung, von der letztern aus bis zur Mitte der Ofensohle wird eine Zündgasse angelegt; ausserdem sind rings in der Umfassungsmauer kleinere Oeffnungen angebracht, die während der Verkohlung selbst, ganz dem Zweck der Raumlöcher bei einem Meiler entsprechen. Die zur Verkohlung gelangenden Holzscheite werden in dergleichen Oefen wie in einem Meiler aufgeschichtet; sobald dieselben vollkommen in Brand gerathen sind, wird die obere runde Oeffnung und die Thüröffnung geschlossen, so weit diese, als es die Mündung der Zündgasse erfordert, noch nicht vermauert worden ist, und man bedient sich zu Regulirung des Luftzuges nur noch der Raumlöcher.

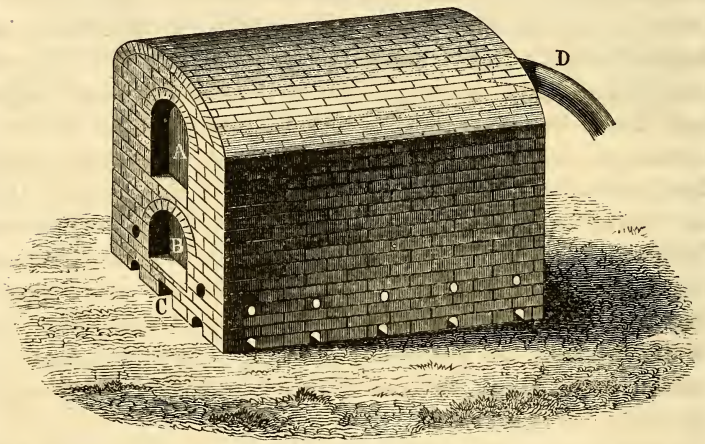
Die vierseitigen Meileröfen haben den Vorzug vor den runden, dass sich in ihnen das Holz dichter und mit weniger Zwischenräumen eintragen lässt. Sie bestehen aus 2 kurzen

Fig. 6.



und 2 langen Umfassungswänden, die von einem flachen Gewölbe überspannt werden. Fig. 6 stellt einen solchen Ofen dar. In einer der beiden kurzen Umfassungsmauern (Giebelmauern) dienen 2 überwölbte Thüröffnungen *A* und *B* zum Eintragen des Holzes und Ziehen der Kohlen, welche aber während der Verkohlung vermauert sind. Die vollkommen

Fig. 6.




ebene Sohle des Ofens ist aus lockerem Sande hergestellt. In den Umfassungswänden sind hier gleichfalls 2 Reihen kleine cylindrische Oeffnungen von $1^1/_2$ Zoll Weite und 3 Fuss Abstand von einander, als Raumlöcher angebracht. Die unterste Reihe ist unmittelbar im Niveau der Ofensohle, die obere 18 Zoll über derselben angelegt. Der Ofen wird von unten bis oben so dicht als möglich mit Holz angefüllt, nur in der untersten Holzschicht spart man eine Zündgasse aus, die mit Kohlen oder trocknem kleingespaltenem Holze angefüllt, das Feuer nach allen Seiten hin im Ofen verbreitet. Diese Zündgasse mündet unmittelbar über der Ofensohle unter der zweiten, zum Ziehen der Kohlen bestimmten Thüröffnung, in der einen Giebelmauer bei *C* aus. An der entgegengesetzten Seite finden durch eine 6 Zoll weite eiserne Röhre die sich entwickelnden flüchtigen Verkohlungsproducte ihren Ausweg nach den Condensationsräumen.

Sobald das Feuer in die Zündgasse eingetragen ist, wird

dieselbe vermauert, und in dem Verhältniss, als die Verkohlung langsam vorschreitet, werden auch die Raumlöcher mit Thonpfropfen verschlossen. Der aus den Raumlöchern ausströmende Rauch dient auch hier, wie bei der Haufenverkohlung, zur Beurtheilung des Ganges der Verkohlung.

Man lässt die Verkohlung nur langsam vorschreiten, weil bei zu rascher Verkohlung nicht allein ein Verlust im Ausbringen stattfindet, sondern auch der Ofen darunter leidet. Nach völliger Verkohlung des Holzes werden sofort sämmtliche Zuglöcher möglichst luftdicht verschlossen, und erst nach Verlauf von 1 bis 2 Wochen mit dem Ziehen der Kohlen begonnen. Bei vorsichtiger Verkohlung soll das Kohlenausbringen in dergleichen Oefen dem bei der Verkohlung unter beweglichen Decken nicht nachstehen.

Im nördlichen Amerika wendet man vierseitige Oefen an, in denen bedeutende Massen Holz auf einmal verkohlt werden können. *) Die Oefen sind aus Ziegelsteinen mit mageren Lehmmörtel aufgeführt und äusserlich mit Kalk bekleidet. Die Wände von der Stärke einer Ziegelsteinlänge (0,22 Mtr.) werden durch 11 an jeder Längenwand und 4 an jeder Querwand gleichfalls aus Ziegeln errichtete Strebepfeiler unterstützt. Die Decke des Ofens bildet ein flaches Gewölbe von Ziegelsteinen, in dessen Mitte sich eine runde mit einer gusseisernen Platte verschliessbare Oeffnung befindet. An der kurzen Vorderwand ist eine 1,2 Mtr. im Quadrat grosse Oeffnung angebracht, die von 2 gusseisernen Flügelthüren verschlossen wird. Unter dem Gewölbe findet sich eine zweite Oeffnung von 0,45 Mtr. im Quadrat, die ebenfalls durch eine gusseiserne Klappe verschlossen werden kann. Beide Oeffnungen dienen zum Eintragen des Holzes und Ziehen der Kohlen.

Die beiden Seitenwände und die Hinterwand sind unten an der Sohle und in den Entfernungen von 0,31, 0,63 und 0,94 Mtr. von derselben mit 4 Reihen 11 Ctmtr. breiten und 6 Ctmtr. hohen Raumlöchern versehen.

Das ganze Mauerwerk ist, um das Reissen des Ofens in der Hitze zu vermeiden, durch Pfähle von 0,3 Mtr. starkem Fichtenholz und durch Balken verstärkt, von denen erstere

*) Dingler, polyt. J. 1858. CVIII, S. 20.

vor den Pfeilern in die Erde getrieben sind und oben durch letztere zusammengehalten werden.

Der Verkohlungsraum, den ein solcher Ofen gewährt, ist 12 Mtr. lang, 4,20 Mtr. breit, und 5,4 Mtr. im Mittel hoch mit 270 Cbkmtr. (8775 rhein. Cbkfss.) Inhalt.

Das Einsetzen der Holzscheite erfolgt nach der Längenrichtung des Ofens. Statt einer Zündgasse legt man, wie bei einem Meiler, unterhalb der Oeffnung im Gewölbe einen Quandelschacht an, der mit leicht feuerfangendem Material ausgefüllt, zum Anzünden des Holzes im Ofen dient, sobald derselbe gefüllt und alle Oeffnungen sorgfältig geschlossen sind.

Die Führung der Verkohlung erfolgt durch die Raumlöcher, von denen die mittleren und die der oberen Reihe zunächst zu verschliessen sind, alsdann nach und nach alle die, aus denen blauer Rauch hervortritt. Der Verschluss wird durch passende Ziegelstücken bewirkt.

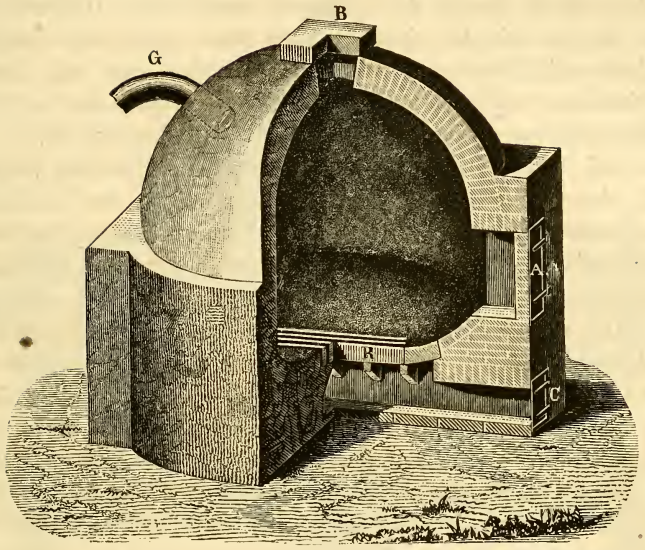
Die Verkohlung dauert gewöhnlich 6 Tage, die der Abkühlung 6—8 Tage.

Das Ausbringen der Kohlen soll sich auf 22 Procent belaufen und würde dem bei der Meilerverkohlung gleichzustellen sein.

Die auf der Sohle des Ofens liegende Holzschicht verkohlt schlecht und liefert nur Rothkohle, die entweder bei dem folgenden Brand wieder zugesetzt oder zum Hohofenbetrieb verwendet wird.

Die andere Art von Meileröfen, in welche die Luft durch einen Rost eingeführt wird, kann gleichfalls vierseitig oder rund sein. In Fig. 7 ist ein Ofen der letzteren Art abgebildet. Der Rost eines solchen Ofens besteht aus Ziegeln, die auf die hohe Kante gestellt sind. Zum Eintragen des Holzes und Ausziehen der Kohlen befindet sich an der einen Seite eine mit einer eisernen Thür versehene Oeffnung; der Raum unter dem Rost ist gleichfalls durch eine eiserne Thür verschliessbar. Zur Füllung des oberen Ofenraumes mit Holz dient eine im Scheitel des Gewölbes angebrachte Oeffnung, die während der Verkohlung mit einer Platte bedeckt wird. Die Verkohlungsproducte ziehen durch eine im Gewölbe angebrachte eiserne Röhre in die Condensationsvorrichtungen ab.

Fig. 7.




Ist der Ofen dicht mit Holz angefüllt, so wird Feuer unter dem Roste angezündet und dabei die unter demselben angebrachte Thür, als auch die obere Oeffnung im Gewölbe so lange offen gehalten, bis die untere Holzschicht hinreichend in Brand gerathen ist, worauf beide Oeffnungen sorgfältig geschlossen werden.

Bei allen Arten von Meileröfen lässt sich der Luftzutritt genauer reguliren als bei der Verkohlung unter beweglichen Decken, anderseits zeigen sie aber wieder den Mangel, dass die hohlen Räume, die durch das Schwinden des Holzes entstehen, nicht vermieden werden können. Zur Beseitigung dieses Uebelstandes hat man versucht, cylindrische Oefen mit einer beweglichen Decke anzuwenden, die in dem Maasse niedersinkt, als das Holz schwindet und zusammensinkt, ohne jedoch in Bezug des Kohlenausbringens günstigere Resultate zu erlangen.

Die dritte Art von Verkohlungsöfen ist die, wo das Holz, ohne Luftzutritt, mittelst glühender eiserner Röhren erhitzt wird. Die Röhren sind im Innern des Ofens selbst angebracht und stehen ausserhalb desselben mit einer Feue-

rungsvorrichtung in Verbindung. Die Destillationsproducte ziehen durch eine in der Ofenwand angebrachte Oeffnung ab, und werden mittelst einer eisernen Röhre nach den Condensationsvorrichtungen geleitet. Bis jetzt hat man von diesem Verkohlungsverfahren noch wenig Gebrauch gemacht, weil die Ersparung von Brennmaterial nicht von Bedeutung ist.

Bei Blansco in Mähren bedient man sich indess mit Vortheil seit einer langen Reihe von Jahren derartiger, von Reichenbach construirter Oefen, und sie gehören allerdings in Bezug der Gewinnung der Destillationsproducte wohl unter die zweckmässigsten. *)

Die vierte Art von Verkohlungsöfen durch Erhitzen des Holzes mittelst glühender zersetzter Luft unterscheidet sich von der vorhergehenden Art sehr vortheilhaft dadurch, dass die eisernen Röhren entbehrlich sind und die Erhitzung des Holzes unmittelbar durch das Brennmaterial erfolgt, wodurch bedeutend an demselben gespart wird. Schwarz fasste zuerst die Idee auf, die Flamme, anstatt in eiserne Röhren, unmittelbar in den Verkohlungsofen zu leiten. Da jedoch die zur Erhitzung dienenden brennbaren Gase noch mehr oder weniger freien Sauerstoff, ausserdem aber auch Kohlensäure und eine beträchtliche Menge Wasserdampf enthalten, so ist eine Kohlenverzehrung unvermeidlich und wird das Ausbringen nicht grösser sein, als bei einer guten Meilerverkohlung. In Schweden finden diese Verkohlungsöfen eine häufige Anwendung, da man in ihnen auch das zur Meilerverkohlung aus verschiedenen Gründen nicht geeignete Holz noch vortheilhaft verkohlen kann.**) Fig. 8 u. 9 stellen einen Schwarz'schen Verkohlungsofen vor. *A A* ist der eigentliche Verkohlungsraum, welcher an der vordern Seite zwei über einander liegende Oeffnungen zum Einbringen des Holzes, sowie am untern Theil ebenfalls zwei Oeffnungen zum Ausziehen der Kohlen hat. Sämmtliche Oeffnungen sind während der Verkohlung vermauert. *J J* sind Vertiefungen im Erdboden, um zu den Feuerungsstätten *C*, von denen nur die an der hintern Seite in Fig. 8 zu ersehen

*) Lampadius, Nachtrag zum Grundriss der allgem. Hüttenkd. S. 32; Scheerer, Metallg. Bd. I, S. 279; Brgwfrd. Bd. IV, S. 497.

**) Karsten, Metallg. Bd. III, S. 87; Scheerer, Metallg. Bd. I, S. 282.

Fig. 8.

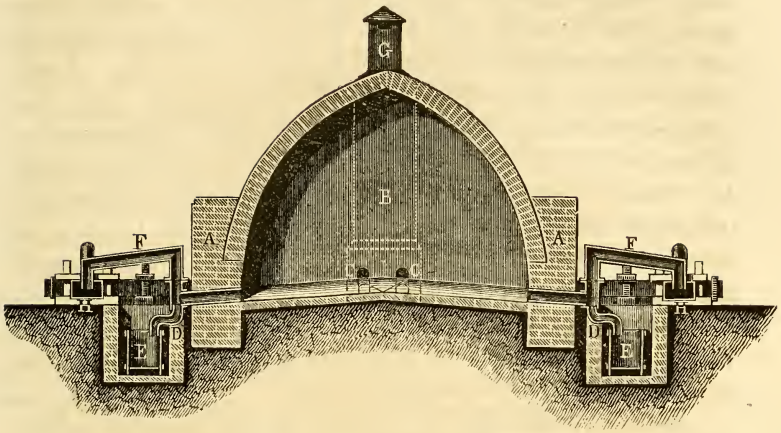
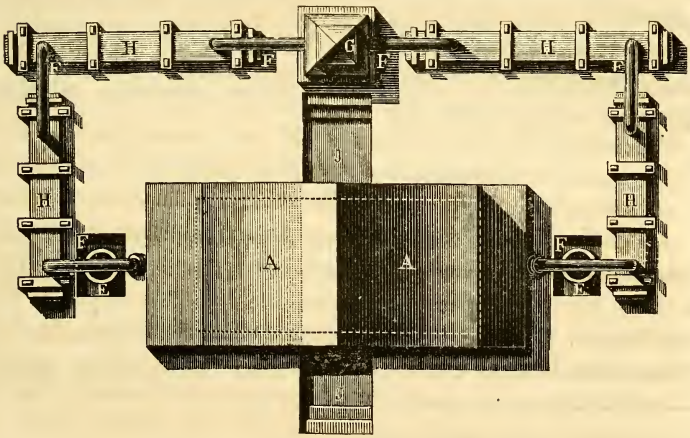



Fig. 9.




sind, zu gelangen. Die condensirten Flüssigkeiten treten auf der nach 2 Seiten abgeschrägten Ofensohle auf jeder Seite des Ofens durch eine Röhre und das knieförmig gebogene Stück *D* in die Gefässe *E*. Die nicht condensirten Flüssigkeiten gelangen in Dampfform durch die Röhren *F* nach den Condensationskästen *H*, welche letztere endlich mit einer Esse *G* in Verbindung stehen. Vor dem Einsetzen des Holzes werden auf der Sohle des Ofens 4 Reihen Reissigbündel von 6 Zoll Durchmesser neben einander ausgebreitet, und über

diese das Holz schichtenweise bis an das Gewölbe dicht eingelegt. Zeigt endlich der aus dem Schornstein aufsteigende Rauch eine lichtblaue Farbe, so ist die Verkohlung beendet und die Feuerstätten werden schnell gut verschlossen. Nach einigen Tagen giesst man einige Kannen Wasser durch im Ofengewölbe befindliche und gut verschlossene Oeffnungen in die Kohlen, wiederholt diess nach 3—4 Tagen, giesst aber jetzt das Wasser durch die zum Eintragen des Holzes bestimmten Oeffnungen hinein und lässt endlich den Ofen so lange noch stehen, bis sich die Knieröhren kalt anfühlen lassen, worauf das Kohlenausziehen beginnt.

Ein eigenes Verfahren befolgt man in China, wo man die Verkohlung des Holzes in gewölbten Räumen vornimmt, die im thonigen Erdboden ausgehöhlt sind.*)

Bei der Verkohlung des Holzes hat man mancherlei Versuche angestellt, mit Anwendung von Dampf**), von Gebläseluft***), von eisernen Kammern, bei Benutzung der Gichtenflamme der Hohöfen als Erhitzungsmittel†), und verschiedenen neuern Methoden††) mehr, ohne indess besonders günstige Resultate erlangt zu haben.

## III. Vom Torf.

Der Torf†††) ist das Product der Verwesung von Vegetabilien (namentlich Sumpfpflanzen) und findet sich gewöhnlich in sehr mächtigen Lagern. Hinsichtlich seiner äusseren Beschaffenheit hat man dem Torf zahlreiche Benennungen gegeben, als: Wurzel-Torf, Blätter- oder Papier-Torf, Rasen-

---

*) Brg. u. h. Ztg. 1842. S. 290.

**) Brgwfrd., Bd. VII, S. 410; Brg. u. h. Ztg. 1844. S. 43; Dingl. polyt. J. 1843. LXXXVIII, S. 347.

***) Brg. u. h. Ztg. 1843. S. 20.

†) Brg. u. h. Ztg. 1842. S. 366.

††) Brg. u. h. Ztg. 1846. S. 467; Stud. d. Gött. Ver. Bd. IV, S. 59.

†††) Wiek, Torfbüchlein. 1839. Moser, Torfbetrieb u. Torfbenutzung. 1840. Mayer, Torf in seiner Wichtigkeit für Deutschl. 1841. Papius, die Lehre vom Torf. 1845. Brgwfrd. I, 313; II, 450; IV, 193. Brg. u. h. Ztg. 1854. S. 43. Dingl. p. J. XXXVI, S. 75. Erdm. J. f. pr. Ch. IV, 8; VI, 217; VIII, 459; XIII, 160; XIV, 408; XVI, 486, 244; XVII, 16; XVIII, 344; XXIV, 274, 408. Karsten, Arch. XI, 379.

Torf, Moor- oder Erd-Torf, Namen, die sich hauptsächlich auf die vorherrschenden Ueberreste von Holz, Wurzeln oder Blättern begründen. Bezüglich seiner Gewinnung zerfällt der Torf in Stech-Torf, Streich-Torf, Bagger-Torf und Press-Torf. Der Stech-Torf*) wird unmittelbar aus den Mooren in ziegelförmigen Stücken ausgestochen. Der Streich- und Bagger-Torf entsteht, indem die Moormasse in besondere Formen gestrichen wird, wenn sie wegen ihrer breiförmigen Beschaffenheit ein Ausstechen nicht zulässt, oder wie es beim Bagger-Torf**) der Fall, zuvor durch Baggerarbeit von dem grössten Theil ihres Wassers befreit werden muss. Die Herstellung von Press-Torf erfolgt aus Moormasse, die, um ihr eine grössere Dichtigkeit zu ertheilen, durch besondere Torfpressen stark zusammengedrückt worden ist.***)

Die Güte des Torfes ist von ausserordentlicher Verschiedenheit und hängt ganz von den in demselben befindlichen organischen Bestandtheilen ab. Die Zusammensetzung dieser organischen Bestandtheile ist durchschnittlich: 60,63 Proc. Kohlenstoff, 6,04 Proc. Wasserstoff und 33,32 Proc. Sauerstoff. †) Die unorganischen Bestandtheile werden hauptsächlich gebildet aus Kieselerde, Thonerde, Kalkerde, Eisenoxyd, Phosphor- und Schwefelsäure, und je nach ihrer Menge steigt der Aschengehalt der einzelnen Torfsorten von 1 bis 30,5 Procent. Nach Scheerer besteht im Allgemeinen der beste lufttrockne Torf aus:

25 Proc. hygroscopischem Wasser,
75 - fester Torfmasse, incl. 1—2 Proc. Aschentheile,
oder 25 } 53,5 Proc. hygrosc. und chemisch gebundenem
28,5 } Wasser,
1,5 Proc. Wasserstoff,
45,0 - Kohlenstoff

ohne Berücksichtigung des geringen Aschengehaltes.

Bei der Destillation des Torfes ergeben sich dieselben Producte wie beim Holz: brennbare Gase, Essigsäure, brenz-

*) Brgwfrd. V, 459, 484.

**) Dingl. p. J. CV, S. 88. Brgwfrd. II, 217. Polyt. Centr. 1851, S. 149. Mitthlg. des hann. Gew. Ver. 1846. S. 78. 1856. S. 147.

***) Oest. Zeitschr. f. B. u. Hüttenw. 1858. S. 64 u. 75.

†) Scheerer Metallg. S. 176.

liche Oele und ausserdem Amoniak. Die zurückbleibende Kohle ist von gleicher Textur wie der Torf.

Das specifische Gewicht des Torfes unterliegt wegen des sehr variabelen Aschengehaltes, Wassergehaltes und Dichtigkeitszustandes ebenfalls bedeutenden Schwankungen. Nach den Angaben von Karmarsch ist das specifische Gewicht von

| | |
|---|---|
| Rasentorf . . . . | 0,113—0,263 |
| Erdigem Wurzeltorf | 0,240—0,600 |
| Erdtorf . . . . | 0,564—0,902 |
| Pechtorf . . . . | 0,639—1,033. |

Der absolute Wärmeeffect des besten lufttrocknen Torfes, nach der oben angegebenen Zusammensetzung, ist ebenso gross als der des lufttrocknen Holzes und zuweilen sogar noch etwas höher.

Der specifische Wärmeeffect richtet sich ganz nach dem Aschengehalt, dem Wassergehalt und dem Dichtigkeitszustand der einzelnen Torfsorten, und wird derselbe bei den besten Torfsorten mit einem hohen specifischen Gewicht den des lufttrocknen Holzes erreichen und theilweise übertreffen.

Der pyrometrische Wärmeeffect des lufttrocknen Torfes ist nach Scheerer von nahe 1700° C bis 1850° C und der des gedarrten Torfes von 2000 bis 2050° C anzunehmen, mithin steht aschenhaltiger feuchter Torf in seinem pyrometrischen Wärmeeffect dem lufttrocknen Holze nach, dagegen übertrifft in demselben der gedarrte Torf das gedarrte Holz.

Die Brennbarkeit und Flammbarkeit des Torfes sind in der Regel geringer als die des Holzes, indem beide durch die grosse Menge der demselben beigemengten unorganischen Bestandtheile und des bedeutenden Wassergehaltes beeinträchtigt werden.

Die zur Nutzbarkeit des Torfes als Brennmaterial bei hüttenmännischen Processen erforderlichen Eigenschaften lassen sich durch zweckmässige Vorbereitung desselben bedeutend erhöhen und zwar durch

Trocknen*) an der Luft, was, wie beim Holz in freien Haufen oder unter Schoppen erfolgt, oder durch

*) Brgwfrd. Bd. VI, S. 145.

Darren*) in Darrkammern oder Darröfen, ebenfalls ganz analog dem Darren des Holzes. Beim Darren verliert der Torf etwa 40 Procent von seinem Gewicht und 50 Proc. von seinem Volumen, und wird wegen seiner hygroscopischen Beschaffenheit am Besten sofort nach dem Darren zur Feuerung verwendet; oder endlich durch

Pressen**) des frischgewonnenen Torfes, wodurch sein pyrometrischer Wärmeeffect erhöht wird. Wegen des häufig dabei stattfindenden Verlustes an Brennstoff und der bedeutenden Arbeitskosten wurden bisher die Vortheile dieses Processes sehr in den Hintergrund gestellt. Die neuern Methoden scheinen indess vorzüglicher zu sein.

Anwendung des Torfes als Brennmaterial. Der trockne Torf von guter Beschaffenheit kann seine Anwendung***) bei allen solchen hüttenmännischen Processen finden, bei denen eine mässige ununterbrochene Erhitzung erfordert wird, z. B. bei Feuerungen unter Kesseln und Siedepfannen, der Luftheizungsapparate, beim Abtreiben des Silbers vom Werkblei, und beim Zubrennen der steinigen Hüttenproducte. Gedarrt lässt er sich auch zur Erzeugung von höheren Temperaturen benutzen, namentlich beim Puddeln des Roheisens, ja selbst bei Hohöfen ist er mit angewendet worden. Sehr brauchbar ist er zur Darstellung von gasförmigen Brennmaterialien.

---

*) Brgwfrd. B. III, S. 117; B. IX, S. 483. Dingl. p. J. CXV, S. 418.

**) Brgwfrd. IV, 167, 155, 193, 465; V, 301; VI, 92, 93; VII, 92, 426; VIII, 112; IX, 193, 541. Brg. u. h. Ztg. 1846. p. 585. Erdm., J. f. p. Ch. LI, 102. Mitthlg. d. hann. Gew.-Ver. 1838, Liefg. 5. Verhandl. d. Ver. z. Bef. d. Gewerbe. Jahrg. 14 (1835); Jahrg. 17 (1838). Polenz, Beschrbg. der patent. Torfpressen. 1836. Eresby, d. Pressen d. Torfes und der dabei angew. Maschinen. 1839. Oestr. Ztschr. f. B. u. H. 1858. S. 65 u. 67.

***) Jahrb. f. d. sächs. Brg.- u. Hüttmnn. 1840, S. 84. Kerl, Oberharz. Hüttenproc. 1852, S. 18, 106, 109. Brg. u. h. Ztg. 1843, S. 441, 545, 731, 736; 1844, S. 379; 1845, S. 297, 337; 1849, S. 81; 1850, S. 145. Brgwfrd. I, 375, 476; III, 189, 315, 365; IV, 412; VI, 285; VIII, 263, 321; XIII, 39; XVI, 430. Karst., Arch. VI, 217. Dingl. p. J. XLVI, 202; LIX, 470; LXV, Hft. 6; CXI, 318; CXXXI, 153; CXXXII, 272. Erdm., J. f. ök. u. techn. Ch. XII, 337. Le Blanc, Eisenhüttkde. V, 55; Valerius, Handb. d. Stabeisenfabrikat., deutsch v. Hartmann, 1845, S. 228. Tnnners Jahrb. 1851. S. 130. B. u. H. Zeit. 1851. S. 427.

## IV. Von der Torfkohle.

Zu metallurgischen Arbeiten in Schachtöfen lässt sich der rohe Torf weniger vortheilhaft anwenden und zwar aus folgenden Gründen:

1) wegen des im Torfe befindlichen grossen Gehaltes an erdigen Substanzen und deren Strengflüssigkeit,

2) wegen seiner geringen Festigkeit und

3) weil bei der Verkohlung desselben im Schachtofen eine grosse Menge Wärme gebunden wird und in Folge dessen dem Ofen viel Hitze verloren geht.

Anders verhält es sich, wenn der Torf verkohlt worden ist. Aber auch die Benutzung der Torfkohle*) dürfte immer nur auf niedrige Schachtöfen beschränkt bleiben, da sie in höheren Oefen bei ihrer lockeren Beschaffenheit leicht durch die Erzschichten zerdrückt werden würde. Für Glüh- und Schweissfeuer bietet sie dagegen ein vortreffliches Brennmaterial, welches der Holzkohle sehr nahe steht. Bei gehöriger Festigkeit lässt sich indess auch die Torfkohle zu jeder Schachtofenschmelzung verwenden.

Eigenschaften der Torfkohle. Die Torfkohle hat ganz gleiche Structur mit dem Torf, aus welchem sie erzeugt wurde; enthält sie viel erdige Substanzen zeigt sie sich dicht und hart, im entgegengesetzten Fall aber mürbe und leicht zerreiblich. Die Zusammensetzung der Torfkohle lässt sich nach Scheerer annehmen zu

86 bis 34 Proc. Kohlenstoff,
10 - hygroscopischem Wasser
4 bis 56 - Asche.

Bei ihrer Verbrennung entwickeln die Torfkohlen dieselben Producte wie die Holzkohlen, nämlich: Kohlensäure und mehr oder weniger Kohlenoxydgas, sobald sie entweder bei geringem Luftzutritt verbrennen oder hoch über einander geschichtet liegen.

Ueber das specifische Gewicht der Torfkohle mangeln alle näheren Bestimmungen.

Der absolute Wärmeeffect liegt nach der oben an-

*) Brg. u. h. Ztg. 1850, S. 541. Brgwfrd. I, 338, 347, 376, 476.

gegebenen Zusammensetzung der Torfkohle zwischen 0,86 und 0,34 und kommt bei den besten Sorten von Torfkohle, ebenso wie der specifische Wärmeeffect, dem absoluten und specifischen Wärmeeffect der Holzkohle ziemlich nahe.

Der pyrometrische Wärmeeffect der schlechtesten Torfkohle beträgt nach Scheerer 2085° C und der der besten 2380° C.

Die Brennbarkeit der Torfkohle ist wegen ihrer Porosität grösser als die der Holzkohle; sie verbrennt, einmal entzündet, mit schwacher Flamme langsam und vollständig.

Die Verkohlung des Torfes. Die Verkohlung des Torfes erfolgt in Meilern, Gruben und Oefen.*) Auch hier hat, wie bei der Holzverkohlung, die Verkohlung in Meilern die meisten Vorzüge; die unzweckmässigste ist auch für den Torf die Grubenverkohlung.

Der Torf, welcher zur Verkohlung bestimmt ist, wird sogleich in etwas grösseren Ziegeln gewonnen, als der, welchen man in rohem Zustande verbraucht. Die Grösse eines solchen Ziegels beläuft sich auf circa 15 Zoll Länge und 6 Zoll Breite und Höhe.

Die Verkohlung des Torfes in Meilern. Bei der Verkohlung des Torfes in Meilern verfährt man ganz ähnlich wie beim Holz. Die Meiler werden wie stehende Meiler gerichtet und abgedeckt. Ein solcher Meiler fasst bei einem Durchmesser von 10 Fuss und 1000 bis 1500 Cbkfss. Inhalt circa 5 bis 6000 Stück Torfziegel. Ist in der Mitte der Meilerstätte die Quandelstange errichtet, so werden die Torfstücken rings um dieselbe auf die hohe Kante aufgestellt, dabei aber gleichzeitig 4 Zündgassen von der Breite und Höhe eines Torfziegels angelegt, die jedoch nicht allein zum Anzünden des Meilers, sondern auch zur Regulirung des Feuers im Meiler dienen. Unten am Quandel setzt man zur schnel-

*) Brgwfrd. I, 313, 338, 374; III, 24; IV, 193, 210; V, 428; VI, 491; VII, 395, 410; X, 173, 255, 303; XII, 820, 366, 635. Brg. u. h. Ztg. 1844. S. 43; 1851. S. 185. Dingl. p. J. LXXXVI, 289; LXXXIII, 347; CXV, 418. Erdm., J. f. pr. Ch. II, 10; XIV, 408. Polyt. Ctr. 1838. S. 449. Jahrb. f. d. sächs. B. u. Httmnn. 1827. S. 193; 1840. S. 86. Karst., Arch. I. R. VI, 427. Mitthlg. d. Gew.-Ver. f. d. Kngr. Hann. 1846. S. 71.

lern Entzündung des Meilers etwas trocknes Holz an; oben lässt man eine Oeffnung von circa 1 Fuss im Durchmesser, welche keine Decke erhält. Ist der Meiler durch eine der 4 Zündgassen angezündet und das Feuer so weit vorgedrungen, dass es durch den oberen unbedeckten Theil der Haube durchschlägt, versieht man auch diesem mit einer Decke. Von den Zündgassen verschliesst man nur die nach der Wetterseite liegenden.

Die Führung des Meilers bleibt dieselbe wie bei der Holzverkohlung, nur wird bei dieser ein geringerer Luftzug erfordert als bei der Verkohlung des Torfes, weil derselbe schwerer in Brand geräth und in den Torfmeilern durch die geringeren Zwischenräume nur eine schwache Luftströmung stattfinden kann. Das Abputzen, Löschen des Meilers und das Kohlenziehen wird ganz ebenso ausgeführt, wie es bereits bei der Meilerverkohlung des Holzes beschrieben worden.

Das Kohlenausbringen beläuft sich bei einem guten Gange der Verkohlung dem Volumen nach auf 30 bis 50 Proc. und dem Gewichte nach auf 25 bis 35 Proc.

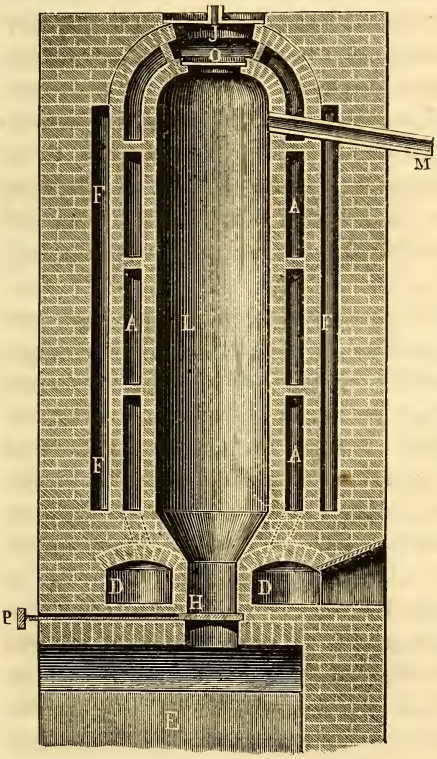
Die Verkohlung des Torfes in Gruben. Soll die Verkohlung des Torfes in einer Grube erfolgen, so füllt man ein in die Erde gegrabenes Loch von 3 Fuss Tiefe und 3 Fuss Durchmesser so weit mit Torfziegeln aus, dass in der Mitte ein 4 bis 6 Zoll weiter Schacht bleibt, durch den man in der Sohle des Loches die Torfmasse in Brand steckt. Sobald die Flamme an der Oberfläche zum Vorschein kommt, was oft bereits nach 4 Stunden erfolgt, ist die Gaare eingetreten und die Grube wird mit Rasen und Erde bedeckt, um das Feuer zu ersticken. Bei dieser Art Verkohlung entstehen an einigen Stellen Brände, an anderen erfolgt ein vollkommnes Einäschern des Torfes und erweist sich dieselbe überhaupt als höchst unvollkommen.

Die Verkohlung des Torfes in Oefen. Die Verkohlung des Torfes in Oefen erfolgt wie die des Holzes entweder ohne oder mit Zutritt der atmosphärischen Luft. Die im ersteren Fall angewendeten gemauerten Torfmeileröfen unterscheiden sich nicht wesentlich von den Holzmeileröfen. Ihr Durchmesser beträgt 5 bis 6 Fuss und ihre Höhe 8 bis 10 Fuss. (Eiserne Umfassungswände haben sich als unvor-

theilhaft erwiesen, weil sie sehr bald durch Einwirkung der saurên Dämpfe zerstört werden und die gewonnenen wenigen Nebenproducte die Kosten nicht zu tragen vermögen.)

Zu Crouy bei Meaux bedient man sich gemauerter Oefen, die sehr vortheilhaft sein sollen.*) Fig. 9 stellt diesen Verkohlungsofen dar. Aus dem Feuerungsraum *D* geht die Flamme durch 6 Kanäle in den Raum *A*, welcher den cylindrischen Verkohlungsraum *L* umgiebt. Der Raum *A* ist durch einen Ziegelverband in mehrere Etagen getheilt, in jedem Ziegelverbande aber befinden sich Oeffnungen, durch welche die Flamme abzieht. Der Raum *F*, welcher um den Ofen herumgeführt ist, soll die Ableitung der Wärme erschweren, indem die darin enthaltene Luft als schlechter Wärmeleiter dient. Der zu verkohlende Torf wird durch die mit einem Deckel verschlossene Oeffnung *O* in den Ofen gebracht. Der Glühraum *A* mündet oberhalb der Oeffnung *O* aus und ist hier ebenfalls mit einem Deckel *J* versehen, in welchem sich nur eine kleine Oeffnung zum Ausströmen der Gase aus dem Feuerungsraum befindet. Der Ofen hat an seiner Sohle einen eisernen Schieber *H*, welcher mittelst des Handgriffes *P* hin und her gezogen werden kann. Ist die Verkohlung zu

Fig. 10.




*) Karst., Metallg. Bd. III, S. 100.

Ende, so fällt nach dem Ziehen des Schiebers die Torfkohle in das Gewölbe *E* unter den Oefen hinab. Die flüchtigen Destillationsproducte werden durch die Röhre *M* nach den Condensationsvorrichtungen geführt. Eiserne derartige Oefen wurden durch die Einwirkung der sauren Dämpfe zu schnell zerstört. Die ökonomischen Vortheile dieser Verkohlungsmethode sind natürlich von örtlichen Verhältnissen abhängig.

Die Torfverkohlungsöfen, bei denen Luft zutreten kann und zur Verkohlung kein besonderes Brennmaterial erforderlich ist, sind, wie die für die Holzverkohlung, gemauerte Oefen, entweder mit einem Roste oder mit Registeröffnungen versehen (siehe Fig. 6 u. 7). Da der Torf einen etwas stärkeren Luftzutritt verlangt als das Holz, wendet man lieber die runden Oefen mit einem geringeren cubischen Inhalt an.

Das Ausbringen an Kohlen in dergleichen Oefen beträgt dem Volumen nach 35 Procent und dem Gewicht nach 24 Procent.

Eine eigenthümliche Verkohlungsmethode wendet man nach Gurlt*) zu Derymullen in Irland an. Die dortigen Oefen bestehen aus Eisenblech und haben die Form einer vierseitigen abgestumpften Pyramide, deren untere Basis 5 Fuss im Quadrat, oben 1 Fuss im Quadrat und Höhe 4 Fuss beträgt. Dieselbe ruht auf einem schmiedeeisernen Rahmen, welcher sich im Innern etwa 3 Zoll vom Boden entfernt befindet und an welcher eine sich nach unten öffnende Fallthür angebracht ist. Dieser bewegliche Boden ist im gleichen Niveau mit dem Rahmen und dient als Rost, indem er viele runde Löcher hat. Durch 2 kleine eiserne Räder am tiefsten Punkte des Ofens kann derselbe auf einem Schienenwege leicht bewegt werden. Es stehen nun immer 5 solche Oefen auf einem Schienenwege in einem 1 Fuss tiefen, 30 Fuss langen und 6 Fuss breiten Graben nebeneinander. Der Boden und die Wände des Grabens bestehen aus wasserdicht zusammengenieteten Eisenblechen. Durch 2 verschliessbare Oeffnungen im Boden, welche mit Röhren in Verbindung stehen, kann der Graben mit Wasser gefüllt, oder dasselbe wieder abgelassen werden. Solche Gräben

*) Brg. u. h. Ztg. 1854. S. 167.

befinden sich jedesmal 4 nebeneinander, getrennt durch einen 8 Fuss breiten Damm. Der Torf wird vor seiner Verkohlung möglichst gut an der Luft und endlich bei der aus Kokesöfen entweichenden Hitze getrocknet; jeder Ofen fasst circa 6 Ctnr. getrockneten Torfes. Die Stücke kommen sehr bald in Brand, durch auf die obere Oeffnung des Ofens gelegte Blechstücke wird der Zug verringert und regulirt, die Torfstücke auch häufig umgestört, um die Hitze gleichmässig zu vertheilen. Nach Verlauf von 2 Stunden ist der Torf auf $^1/_3$ seines frühern Volumens reducirt und man schreitet zum Abkühlen indem man Wasser in die Gruben hineinlässt, bis das Niveau desselben etwa 2 Zoll unter den Böden der Oefen steht; es wird dadurch ein vollständiger Abschluss der Luft vom untern Theil des Ofens bewirkt, da, wie schon erwähnt, die eiserne Umfassung bis 4 Zoll unter den Boden herabgeht. Nach 2 Stunden sind die Oefen und Kohlen so weit erkaltet, dass man das Wasser ablässt und die Oefen auf den Schienen über eine Vertiefung fährt, wo sie entleert werden. Etwa $^1/_3$ vom Volumen und Gewicht des angewendeten Torfes bringt man Torfkohle aus. Hinsichtlich der Kosten ist zu erwähnen, dass dieselben für 12 Tonnen (à 20 Ctnr.) Torfkohle, an Material (36 Tonnen lufttrockner Torf), Arbeitslöhnen und sonstigen Unkosten 71 Thlr. 10 Ngr. betragen, die ausgebrachte Torfkohle aber an Ort und Stelle per Tonne einen Werth von 11 Thlr. 20 Ngr. hat, so dass sich ein nicht unbedeutender Gewinn herausstellt.

Wendet man bei der Verkohlung des Torfes denselben in gereinigtem und gepresstem Zustande an, so erhält man eine vorzüglich dichte Torfkohle, die in ihrem specifischen Wärmeeffect höher steht, als die aus unvorbereiteten Torf dargestellte Kohle.*)

## V. Von der Braunkohle.

Eigenschaften der Braunkohle. Die Braunkohle**) findet sich in bedeutenden Ablagerungen in den

*) Brg. u. h. Ztg. 1854. S. 167.

**) Bischoff, chem. u. phys. Geologie, II, S. 1755. Knapp, chem. Techn I, 16. Plettner, die Braunkohlen in d. Provinz Brandenburg. Berlin, 1852

jüngeren Gebirgsformationen, namentlich in den tertiären Gebilden und aufgeschwemmten Massen. Hauptsächlich durch dieses Vorkommen und weniger durch die Eigenschaften unterscheiden sich die Braunkohlen von den Steinkohlen; sie bilden gewissermassen den Uebergang von dem Torfe zu den Steinkohlen, indem der Vermoderungsprocess der Holzfaser, welcher bei Ersterem am wenigsten weit vorgeschritten ist, mit der Bildung der Steinkohle sein Ende erreicht hat. Man unterscheidet:

1) Faserige Braunkohle, faseriges, fossiles, bituminöses Holz, Lignit, von mehr oder weniger dunkelbrauner Farbe und der Structur derjenigen Vegetabilien, aus denen sie sich gebildet hat.

2) Erdige Braunkohle, eine dunkelbraun gefärbte, viel erdige Substanzen enthaltende Braunkohle.

3) Gemeine muschlige Braunkohle, hat als Pechkohle und Gagat viel Aehnlichkeit mit der Steinkohle, ist dicht, von brauner oder schwarzer Farbe und muschligem, glänzendem Bruch. Von der Steinkohle lässt sie sich oft nur durch die braune Färbung ihres Striches und die bei der Behandlung mit Aetzkali erhaltene braune Lösung unterscheiden.

Die chemische Zusammensetzung der einzelnen Braunkohlensorten ist verschieden nach dem Alter, Wasser- und Aschengehalte.*) Die Stoffmengen, welche den organischen Theil der Braunkohlen bilden, sind durchschnittlich für die

| | Kohlenstoff. | Wasserstoff. | Sauerstoff. | Wasserstoff. | Wasser. |
|---|---|---|---|---|---|
| Faserige Braunkohle | 60 | 5 | 35 oder | 1 und | 39 |
| Erdige - | 70 | 5 | 25 - | 2 - | 28 |
| Muschlige - | 75 | 5 | 20 - | 3 - | 22 |

wenn man sich den Sauerstoff mit der entsprechenden Quantität Wasserstoff zu Wasser verbunden denkt.

---

Dingl. p. J. CXVI, 103 und 113. Brgwfrd. VII, 449; X, 448; XI, 685; XV, 343. Brg. u. h. Ztg. 1852. S. 81, 107; 1845. S. 121. Erdm., Journ. f. pr. Ch. X, 47. Polyt. Centr. 1852. S. 356. Stud. d. Gött. Ver. I, 23; II, 121, 132. Zeitschr. f. Berg-, Hütten- u. Salinenwesen im preuss. Staate, 1853. I, 82. Liebig, Jahrb., 1849. S. 708.

*) Erdm., J. f. p. Ch. VI, 299, 336; XIII, 108; XIX, 478; XXIII, 252. Brgwfrd. XI, 145. Knapp, chem. Techn. I, 18. Brg. u. h. Ztg. 1852. S. 49.

Der unorganische Theil, die Asche, besteht aus Kieselerde, Thonerde, Kalkerde, Talkerde, Eisenoxyd, Manganoxyd und Alkalien; auch Schwefelsäure findet sich oft in nicht unbedeutenden Mengen, wenn die Braunkohle Schwefelkieshaltig war. Die Aschenmenge variirt durschnittlich zwischen 5 und 10 Proc.

Der hygroscopische Wassergehalt der frischgewonnenen Braunkohlen steigt oft bis 50 Proc. Braunkohle im lufttrocknen Zustande enthält dagegen nur circa 20 Procent hygroscopisch gebundenes Wasser, und es würde sich hiernach folgende Zusammensetzung für dieselbe ergeben:*)

| | Kohlenstoff. | Wasserstoff. | Gem. geb. Wasser. | Hygroscop. Wasser. |
|---|---|---|---|---|
| Faserige Braunkohle | 48 | 1 | 31 | 20 |
| Erdige - | 56 | 2 | 22 | 20 |
| Muschlige - | 60 | 3 | 17 | 20 |

Das specifische Gewicht der verschiedenen Arten ist für die

| | |
|---|---|
| Faserige Braunkohle zu | 1,15 |
| Erdige - - | 1,30 |
| Muschlige - - | 1,20 |

anzunehmen.

Der absolute Wärmeeffect beträgt mit Hinweglassung des Aschengehalts und Annahme ihrer angeführten mittleren Zusammensetzung für:

1) Lufttrockne Braunkohle

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| Faserige | 0,50 | oder | 3900 | Wärmeeinheiten |
| Erdige | 0,62 | - | 4836 | - |
| Muschlige | 0,70 | - | 5460 | - |

2) gedarrte Braunkohle

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| Faserige | 0,63 | - | 4914 | - |
| Erdige | 0,76 | - | 5928 | - |
| Muschlige | 0,84 | - | 6552 | - |

Hiernach steht schon der absolute Wärmeeffect der lufttrocknen Braunkohle höher als der des gedarrten Holzes.

Der specifische Wärmeeffect ergiebt sich aus den

*) Scheerer, Metallg. Bd. I, S. 186.

bereits bekannten specifischen Gewichten und den absoluten Wärmeeffect, für:

| | Spec. W.-E. |
|---|---|
| Faserige Braunkohle | 0,58 |
| Erdige - | 0,81 |
| Muschlige - | 0,84 |

mithin übertrifft der specifische Wärmeeffect der guten lufttrocknen Braunkohle den des besten lufttrocknen Holzes (Weissbuchenholz mit 0,31 sp. W.-E.) um mehr als das Doppelte.

Der pyrometrische Wärmeeffect ist von

| | Pyrom. W.-E. |
|---|---|
| 1) Lufttrockner Braunkohle | |
| Faserige | 1900° C |
| Erdige | 2000 - |
| Muschlige | 2040 - |
| 2) Gedarrter Braunkohle | |
| Faserige | 2080 - |
| Erdige | 2120 - |
| Muschlige | 2180 - |

sonach von reiner lufttrockner Braunkohle höher als der pyromet. Wärmeeffect des gedarrten Holzes.

Die Brennbarkeit der Braunkohle steht unter der des Holzes, weil die Braunkohle eine viel geringere Porosität besitzt. Die Flammbarkeit ist dagegen grösser als beim Holze.

Im Allgemeinen verbrennen die Braunkohlen unter Verbreitung eines unangenehmen bituminösen Geruches mit stark russender, wenig Hitze gebender, Flamme. Bei längerem Liegen an der Luft oder durch künstliches Trocknen zerfallen sie.*) Mit Vortheil sind sie comprimirt worden.**)

Anwendung der Braunkohle. Als Brennmaterial wird die Braunkohle gleichfalls in möglichst trocknem Zustande verwendet, indem man sie lufttrocken werden lässt, wenn sie nicht hinreichend trocken in der Grube gewonnen wird. Trotz des nicht unbedeutenden Heizungsvermögens der besseren Sorten

---

*) Polyt. Centr. 1854. S. 185. Brgwfrd. XIII, 355. Liebig's Jahresber. 1851. S. 733.

**) Brgwfrd. IV, 169; XIII, 354.

ist die Braunkohle zur Erzeugung von stärkeren Hitzgraden nicht anwendbar, sondern nur bei mittelmässigen Flammenfeuerungen*), weil, wegen der Extensivität ihrer Flamme, eine zu schnelle Zerstreuung der Wärme erfolgt. Eine vorzügliche Benutzung findet sie aber bei der Darstellung von gasförmigen Brennmaterial.**) Wegen ihres oft bedeutenden Gehaltes an Schwefelkies dient sie nicht selten als Material zur Eisenvitriol- und Alaunfabrikation. Die erdige Braunkohle wird auch als braune Farbe (Kölnisches Ambra) gebraucht.

Verkohlung der Braunkohle. Zur Verkohlung besitzen die meisten Braunkohlen nicht die erforderlichen Eigenschaften, indem die Kokes sehr spröde und ausserordentlich leicht zerbröcklich sind***), Uebelstände, die man auf mancherlei Weise†) zu beseitigen gesucht hat. Die Verkohlung geschieht sowohl in Meilern wie in Oefen und ist mit grosser Sorgfalt zu leiten. Die Ausbeute an Kokes ist wie bei der Holzverkohlung von der Temperatur abhängig, bei welcher die Verkohlung stattfindet. Die Braunkohlenkokes finden Anwendung beim Frischen des Eisens und bei Schmiedefeuerungen. Nach im Kleinen angestellten Versuchen lieferten verschiedene

| | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| französische Braunkohlen | 41,1 | bis | 49,1 | p. C. | Kohle. |
| rheinländische - | 28,2 | - | 68,4 | - | - |
| böhmische - | 29,3 | - | 48,4 | - | - |
| aschenarme - | 40 | - | 50 | - | - |

## VI. Von der Steinkohle.

Eigenschaften der Steinkohle. Die fossilen Kohlenarten, welche älter als die tertiären Gebilde sind, bezeichnet

*) Erdm., J. f. pr. Ch. VI, 208. Dingl., p. J. XCII, 355. Jahrb. f. d. sächs. Brg.- u. Hüttmnn. 1839. S. 106; 1840. S. 84. Brgwfrd. II, 291, 381, 462, 396, 474; VIII, 203, 221; XI, 309.

**) Karst. Arch. II. R. XXIII, 411. Brgwfrd. VII, 26; IX, 249; XI, 309. Brg. u. h. Ztg. 1844. S. 73, 89.

***) Lamp. Fortschr. 1839, S. 38; Stud. d. Gött. Ver. II, 169.

†) Erdm., Journ. f. pr. Ch. II, S. 10. Brgwfrd. XI, 377; V, 305; IV, 169; XIV, 587. Jahrb. d. k. k. geol. Reichsanstalt, 1853, S. 647. Brg. u. h. Ztg- 1857. S. 137.

man im Allgemeinen mit den Namen Steinkohle. Sie finden sich vorzugsweise in der eigentlichen Steinkohlenformation in mehr oder weniger mächtigen, oft sehr weit ausgedehnten Lagern (Flötzen); aber auch in den oberen Schichten des Uebergangsgebirges werden Ablagerungen von ihnen angetroffen und derartige Steinkohlen, bei denen durch äussere Einflüsse ein weiterer Zersetzungsprocess stattgefunden hat, nennt man dann zum Unterschied von jenen Anthracit, Kohlenblende oder Glanzkohle. Nach der Structur kann man als besondere Varietäten der Steinkohle unterscheiden:

1) Pechkohle, von sammtschwarzer Farbe, starkem Fettglanz und gross muschligem Bruche. Zu ihr ist auch die wenig glänzende Kännelkohle (Gagat) zu rechnen.

2) Den Kohlenschiefer, von bräunlich schwarzer bis vollkommen schwarzer Farbe, geringem Glanze und unebenem Bruch. Er zeigt grosse Neigung zur schiefrigen Absonderung, ist schwerer verbrennlich als die eigentlichen Kohlen und hinterlässt, da er die grösste Menge erdiger Bestandtheile enthält, bei seiner Verbrennung viel Asche. Eine Varietät von ihm, die Grobkohle, ist ein mit kleinen Kohlenbrocken innig vermengter und hierdurch körnig gewordener Kohlenschiefer.

3) Russkohle (Faserkohle zum Theil), von graulicher bis sammtschwarzer Farbe, schimmernd bis wenig glänzend und von feinerdigem Bruch. Sie besteht aus kurzfaserigen oder staubartigen Theilen der sogenannten Faserkohle oder mineralischen Holzkohle. Leicht zerreiblich und stark abfärbend, daher auch ihr Name.

4) Schieferkohle. Besteht eigentlich nur aus wechselnden Lagern von Pechkohle und Kohlenschiefer, zwischen denen wohl noch Russkohle mit auftritt. Bei dem Vorherrschen der reinen Pechkohle nennt man sie Blätterkohle (weicher Schiefer, weiche Schieferkohle), bei grösserem Reichthum von Kohlenschiefer wird sie mit den Namen harter Schiefer, harte Schieferkohle belegt.

5) Anthracit. Er besitzt bei fast gänzlichem Mangel aller vegetabilischen Textur und grosser Sprödigkeit eine

eisenschwarze Farbe, metallartigem Glasglanz und muschligen Bruch. Da er den grössten Theil seiner früher mit Kohlenstoff verbundenen Gasarten verloren hat, so verbrennt er nur mit schwacher Flamme und weit schwerer als die an flüchtigen Stoffen reichere Steinkohle.

Nach ihrem Verhalten im Feuer theilt man die eigentlichen Steinkohlen in Sandkohlen, Sinterkohlen und Backkohlen; dieses Verhalten ist aber die Folge ihrer verschiedenen chemischen Constitution. Sie bestehen, abgesehen von hygroscopischem Wasser, aus einem organischen und unorganischen Theil. Der erstere wird aus Kohlenstoff, Sauerstoff und Stickstoff gebildet, der unorganische besteht aus Beimengungen von Erden, Metalloxyden und Schwefelmetallen, wie wir sie bereits bei den Braunkohlen kennen gelernt haben, auch Chlor und Jod ist darin nachgewiesen worden. Untersuchungen über die Zusammensetzung des organischen Theils sind namentlich von Karsten, Jacquelin, Richardson, Regnault und Stein angestellt worden. Was zunächst die Untersuchungen von Regnault anlangt, welche in der nachfolgenden Tabelle enthalten sind, so ist die geringe Menge an Stickstoff dabei nicht angegeben, sondern in dem angegebenen Sauerstoff mit enthalten.

| Kohlenart. | Fundort. | Zusammensetzung. | | |
|---|---|---|---|---|
| | | Kohlenstoff. | Wasserstoff. | Sauerstoff. |
| Sandkohle. | 1. St. Girons . . . | 76,05 | 5,69 | 18,26 |
| | 2. St. Colombe . . | 76,09 | 5,84 | 18,07 |
| | 3. Bloncy . . . . | 78,26 | 5,35 | 16,39 |
| | 4. Noroy . . . . | 78,32 | 5,38 | 16,30 |
| Sinterkohle. | 5. Commentry . . . | 82,92 | 5,30 | 11,78 |
| | 6. Epinac . . . . | 83,22 | 5,23 | 11,55 |
| | 7. Céral . . . . . | 84,56 | 5,32 | 10,12 |
| Backkohle. | 8. Rive de Gier . . | 84,89 | 5,75 | 9,36 |
| | 9. Derselbe . . . | 85,08 | 5,46 | 9,40 |
| | 10. Lancashire . . . | 85,81 | 5,85 | 8,34 |
| | 11. Rive de Gier . . | 86,30 | 5,27 | 8,43 |
| | 12. Mons . . . . . | 86,49 | 5,40 | 8,11 |
| | 13. Lavoysse. . . . | 86,56 | 5,56 | 7,88 |
| | 14. Mons . . . . . | 87,07 | 5,63 | 7,30 |
| | 15. Rive de Gier . . | 87,45 | 5,77 | 6,78 |
| | 16. Derselbe . . . . | 89,04 | 5,23 | 5,73 |

| Kohlenart. | Fundort. | Zusammensetzung. Kohlenstoff. | Wasserstoff. | Sauerstoff. |
|---|---|---|---|---|
| Backkohle. | 17. Rive de Gier . . | 89,07 | 4,93 | 6,00 |
| | 18. Newcastle . . . | 89,19 | 5,31 | 5,56 |
| | 19. Obernkirchen . . | 90,40 | 4,88 | 4,72 |
| | 20. Rive de Gier . . | 90,53 | 5,05 | 4,42 |
| | 21. Alais . . . . . | 90,55 | 4,92 | 4,53 |
| Anthracit. | 22. Mayenne . . . . | 92,85 | 3,96 | 3,19 |
| | 23. Aachen . . . . | 93,56 | 4,28 | 2,16 |
| | 24. Swansea . . . . | 94,05 | 3,38 | 2,57 |
| | 25. Lamüre . . . . | 94,07 | 1,75 | 4,18 |
| | 26. Pennsylvanien . . | 94,89 | 2,55 | 2,56 |
| | 27. Macot . . . . . | 97,23 | 1,25 | 1,52 |

Regnault bestimmte durch besondere Versuche den Stickstoffgehalt von Nr. 16 und 19, und fand denselben bei der erstern zu 1,7, bei der zweiten zu 1,68 Proc.

Jacquelin bestimmte die Zusammensetzung folgender Anthracite:

| | Zusammensetzung ohne Rücksicht auf den Aschengehalt. Kohlenstoff. | Wasserstoff. | Sauerstoff. | Stickstoff. |
|---|---|---|---|---|
| Swansea . . . . | 92,16 | 3,66 | 3,88 | 0,29 |
| Sablé (Sarth.-Dep.) | 93,68 | 2,67 | 1,16 | 2,48 |
| Vizille (Isère-Dep.) | 95,21 | 1,88 | 0 | 2,90 |
| Isére-Dep. . . . | 97,84 | 1,55 | 0 | 0,60 |

Stein*) fand bei der Untersuchung der Steinkohlen von Zwickau, welche zu den Sinterkohlen gehören und derjenigen des Plauenschen Grundes, welche zu den Backkohlen gerechnet werden, folgende Mengen in 100 Theilen trockner und aschenfreier Kohle

| | Kohlenstoff. | Wasserstoff. | Sauerstoff. |
|---|---|---|---|
| Zwickau | 83,5 | 4,8 | 11,3 |
| Plauenscher Grund | 80,4 | 4,6 | 14,6 |

Der Stickstoffgehalt betrug bei den ersteren 0,09—0,68 Proc., bei den letzteren 0,11—0,77 Proc.

*) Chem. u. chem.-technische Untersuchg. der Steinkohlen Sachsens. Leipzig, 1857.

Es ergeben nun diese Analysen, wenn man den Anthracit nicht mit berücksichtigt, dass der Wassergehalt bei allen Steinkohlen beinahe gleich ist, Kohlenstoff und Sauerstoff aber in veränderlichen Verhältnissen auftreten. Der Gehalt an Kohlenstoff schwankt meist zwischen 76 und 90 Proc., der an Sauerstoff zwischen 4 und 18 Proc. Regnault's Analysen zufolge enthalten die Sandkohlen den meisten Sauerstoff, weniger die Sinterkohlen, und am wenigsten die Backkohlen. Die Stein'schen Analysen stellen für die Sinterkohlen fast dasselbe heraus, weniger ist diess der Fall für die Backkohlen von dem oben angeführten Fundorte. Es gestaltet sich nämlich nach Regnault's Analysen das Verhältniss dieser Stoffe in den verschiedenen Kohlenarten folgendermassen:*)

| | Kohlenstoff. | Wasserstoff. | Sauerstoff. |
|---|---|---|---|
| Sandkohle | 77 | 5 | 18 |
| Sinterkohle | 83 | 5 | 12 |
| Backkohle | 87 | 5 | 8 |
| Anthracit | 95 | 3 | 2 |

oder wenn man sich den Sauerstoffgehalt der Kohle mit einer entsprechenden Menge Wasserstoff zu Wasser verbunden denkt:

| | Kohlenstoff. | Wasserstoff. | Wasser. |
|---|---|---|---|
| Sandkohle | 77 | 3 | 20 |
| Sinterkohle | 83 | 4 | 13 |
| Backkohle | 87 | 4 | 9 |
| Anthracit | 95 | 3 | 2 |

Der Aschengehalt der Steinkohlen schwankt innerhalb sehr bedeutender Grenzen; Lampadius, Karsten, Richardson und Regnault haben denselben bei verschiedenen Steinkohlensorten bestimmt und von weniger als 1 Proc. an bis zu 30 Proc. gefunden; Stein fand denselben im Durchschnitt bei den oben angeführten Zwickauer Kohlen zu 5,75 Proc., bei den aus dem Plauenschen Grunde zu 22, 3 Proc. Bei den meisten Steinkohlen dürfte derselbe wohl kaum 5 Proc. übersteigen.

Der hygroscopische Wassergehalt der Steinkohlen scheint in einigem Zusammenhange mit der Structur derselben

*) Scheerer, Metallurgie, I, 192 u. f.

zu stehen. Sandkohlen enthalten nach Karsten höchstens 12—13 Proc. davon, Sinterkohlen weniger und den geringsten Gehalt zeigen die Backkohlen. Durchschnittlich dürfte derselbe wohl auch circa 5 Proc. betragen.

Bei Annahme dieses mittleren hygroscopischen Wassergehaltes und bei 5 Proc. Aschengehalt folgt die mittlere Zusammensetzung für:

| | Kohlenstoff. | Wasserstoff. | Hygrosc. u. chem. gebund. Wasser. | Aschentheile. |
|---|---|---|---|---|
| Sandkohle | 69 | 3 | 23 | 5 |
| Sinterkohle | 75 | 4 | 16 | 5 |
| Backkohle | 78 | 4 | 13 | 5 |
| Anthracit | 85 | 3 | 7 | 5 |

Das specifische Gewicht der Steinkohlen schwankt nach den Untersuchungen von Lampadius, Karsten, Richardson und Regnault zwischen 1,20 und 1,92. Bei durchschnittlich 5 Proc. Aschengehalt kann als mittleres specifisches Gewicht angenommen werden von:

| | |
|---|---|
| Sandkohle | 1,34 |
| Sinterkohle | 1,30 |
| Backkohle | 1,36 |
| Anthracit | 1,50. |

Der absolute Wärmeeffect ergiebt sich nach der angeführten Zusammensetzung für:

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| Sandkohle | zu | 0,78 | oder 6084 | Wärmeeinheiten |
| Sinterkohle | - | 0,87 | - 6786 | - |
| Backkohle | - | 0,90 | - 7020 | - |
| Anthracit | - | 0,94 | - 7332 | - |

Diese berechneten Werthe weichen nur wenig von denen ab, welche Berthier und Karsten bei Anwendung der Berthier'schen Methode auf verschiedene Sorten Sand-, Sinter- und Backkohlen erhielten.

Der specifische Wärmeeffect als Product aus dem absoluten Wärmeeffect und dem specifischen Gewicht der einzelnen Steinkohlenarten ist von:

| | |
|---|---|
| Sandkohle | 1,05 |
| Sinterkohle | 1,13 |
| Backkohle | 1,13 |
| Anthracit | 1,41, |

sonach steht der specifische Wärmeeffect der schlechtesten Steinkohle noch um 0,21 höher als der der besten Braunkohle (muschlige Braunkohle mit 0,84 spec. W.-E.), ist fast so gross als der der Holzkohle und doppelt so gross als der des besten lufttrocknen Holzes (Weissbuchenholz mit 0,31 specifischen Gewicht).

Der pyrometrische Wärmeeffect der verschiedenen Steinkohlensorten beträgt bei Weglassung der 5 Proc. Aschengehalt von:

| | Pyrom. W.-E. |
|---|---|
| Sandkohle | 2160.° C. |
| Sinterkohle | 2190° - |
| Backkohle | 2220° - |
| Anthracit | 2300° - |

Im Allgemeinen nimmt man bei Anwendung der Steinkohle in der Technik an, dass ihr Heizungsvermögen sich zu dem des Holzes dem Volumen nach wie 5 : 1 und dem Gewicht nach wie 15 : 8 verhalte. An Brennbarkeit wie an Flammbarkeit übertrifft die Backkohle die Sinter- und Sandkohle, indem sie sich leichter entzündet und mit mehr und längerer Flamme verbrennt als die beiden Letztgenannten.

Der Anthracit brennt wegen seiner ausserordentlichen Dichtigkeit sehr schwer und entzündet sich nur in grossen Massen, die jedoch der Einwirkung einer bereits vorhandenen starken Hitze ausgesetzt werden müssen; einzelne Stücke verlöschen augenblicklich.

Anwendung der Steinkohlen. Bei hüttenmännischen Processen finden die Steinkohlen hauptsächlich ihre Anwendung bei der Röstung von Erzen in Haufen und Oefen, bei Schmelzungen in Flammenöfen, bei Siedefeuerungen etc. Für gewöhnlich verwendet man sie in Form von faustgrossen Stücken und die Herstellung dieser Form bildet die ganze Vorbereitung zu ihrer Benutzung. Die entstandenen klaren Kohlen werden wohl, sobald sie nicht zur Verkohlung gelangen, durch ein passendes Bindemittel wieder so vereinigt, dass man sie in zweckentsprechender Form zur Feuerung verwenden kann. Als dergleichen Bindemittel dienen Theer, Pech, Asphalt,

Leim, Thon mit denen sie zu Ziegeln geformt, als künstliches Brennmaterial verwendet werden.*) Aus der Zusammensetzung der Steinkohlen lässt sich schon ihr Verhalten bei der Verbrennung abnehmen. Diejenigen mit hohem Sauerstoffgehalt geben stets eine extensivere oder ausgedehntere Flamme als solche, die ärmer an Sauerstoff sind, weil, sobald dergleichen Steinkohlen auf schon vollkommen brennendes Brennmaterial gebracht werden, sich sofort Wasser dampfförmig aus denselben entwickelt, welches die ausserdem noch frei werdenden brennbaren Gasarten und Dämpfe, und mithin auch die bei der Verbrennung derselben durch den Sauerstoff der atmosphärischen Luft entstehende Wärme zerstreuen hilft, dafür geben die sauerstoffärmeren Kohlen eine intensivere oder wirksamere Flamme. Will man sich überhaupt der Steinkohlen mit Vortheil bedienen, so müssen dieselben in Stücken von passender Grösse auf einem ihren Aschengehalte entsprechend weiten Roste, nicht zu hoch über einander aufgeschüttet, bei gehörig starkem Luftzuge, der durch eine hinreichend hohe Esse hervorzubringen ist, verbrannt werden. Die zur Verbrennung erforderliche Luft muss ferner ohne grosse Behinderung durch den Rost und durch die Zwischenräume der bereits im Glühen befindlichen Kohlen hindurch treten können, dass jedes einzelne Stück Kohle von ihr getroffen wird. Ist im Gegentheil der Luftzug zu schwach oder der Rost zu eng, oder liegen die Kohlen zu hoch oder zu dicht über einander, oder sind sie zu sehr zerkleint, so verbrennen die brennbaren Gasarten und Dämpfe zu unvollkommen; die Flamme erscheint dunkel mit viel Rauch oder Russ und die Wärme, welche frei wird, ist nur unbedeutend. Auch werden die Steinkohlen bei ihrer Verbrennung nur periodisch Wärme genug erzeugen, wenn die Einfeuerung dem Zwecke nicht entsprechend besorgt, d. h. nur selten und jedesmal eine grosse Quantität frischer Kohlen nachgeschüttet wird; weil dadurch nicht allein eine bedeutende Abkühlung der noch auf dem Roste liegenden brennenden

*) Brgwfrd. IV, 108, 210, 439; VIII, 526. Dingl. p. J. LXXXVI, 396; XCII, 335; CXXI, 422, 430; CIX, 420; CXX, 409; CXXI, 422. Brgwfrd. V, 317. Dingl. p. J. CXI, 396.

Kohlen erfolgt, sondern auch eine längere Zeit vergeht, ehe die neu aufgeschüttete Quantität so stark erhitzt ist, dass die sich aus derselben entwickelnden brennbaren Gase und Dämpfe heiss genug sind, um ohne bedeutende Russausscheidung verbrennen zu können. Dass bei aschenreichen und stark backenden Steinkohlen ein öfteres Reinigen des Rostes und ein Auflockern und Zerstossen der auf dem Roste liegenden Kokes nicht versäumt werden darf, damit der Luftzug nicht vermindert wird, versteht sich von selbst.

Man hat mehrfach versucht, die rohe Steinkohle bei der Verschmelzung von Silber- und Bleierzen anzuwenden und zwar zuerst auf der Friedrichshütte bei Tarnowitz*) dann auch bei den Freiberger Hüttenwerken**), hier jedoch ohne günstigen Erfolg, wegen der stark backenden Eigenschaft der Steinkohlen. In England benutzt man mit Erfolg die Steinkohle einiger Flötze beim Verschmelzen der Eisenerze über Hohöfen.***) Anthracit hat man in England wie in Frankreich beim Verschmelzen der Erze in Schachtöfen mit mehr oder weniger günstigen Resultaten versucht, in Nordamerika wird er hierzu mehrfach verwendet. Noch an manchen andern Orten hat man die Benutzung der rohen Steinkohle für den Schachtofenbetrieb unter Mitanwendung von Kokes oder Holzkohlen versucht und nicht ungünstige Resultate erzielt.†)

Die rohen Steinkohlen haben bei ihrer Verwendung in Schachtöfen leicht den Nachtheil, dass sie mit der Beschickungsmasse zusammenbacken oder als Anthracit durch die Einwirkung der Hitze in viele kleine Stücke zerspringen, in beiderlei Art aber dann ein Versetzen des Ofens verursachen. Eine

---

*) Erdm., Journ. f. pr. Ch. XV, 120, 293.

**) Lampad., Fortsch. 1839. S. 39.

***) Brg. u. h. Ztg. 1845. S. 982.

†) Brgwfrd. I, 335; II, 9, 893; III, 169; IV, 175; VI, 186; VII, 126; VIII, 54, 460. Brg. u. h. Ztg. 1843. S. 87, 683, 964. Polyt. Centralbl. 1849. S. 362. Lampad., Fortschr. 1839. S. 36. Jahrb. f. d. s. Berg- und Hüttenm. 1832. S. 135; 1834. S. 80; 1835. S. 158; 1837. S. 55; 1838. S. 52. Jahrb. d. k. k. geol. Reichsanst. 1852. Nr. 3. S. 7. Karsten, Archiv II. R. VIII. 103.

Hauptbedingung beim Schmelzen mit roher Steinkohle ist, dass die Oefen höher sind als bei Anwendung von Holzkohle oder Kokes.

## VII. Von den Kokes.

Eigenschaften der Kokes. Wegen der ausserordentlichen Nutzbarkeit der Steinkohlenkokes wird die Verkokung der Steinkohlen in sehr grossem Maassstab betrieben. Die Anwendbarkeit einer Steinkohle zur Verkokung hängt von ihrer backenden oder nicht backenden Eigenschaft ab, indem sich vorzüglich diejenigen Steinkohlen dazu eignen, welche bei geringem Aschengehalte zwischen Backkohlen und Sinterkohlen innen stehen. Nach der Darstellung aus den verschiedenen Steinkohlensorten ergiebt sich für die Kokes die Eintheilung in Sand-, Sinter- und Backkokes. In ihrer äusseren Beschaffenheit zeigen die Kokes im Allgemeinen eine eisengraue Farbe, ohne selbst abzufärben, ein poröses Ansehen und Seidenglanz bis fast metallischem Glanz, welcher letztere vorzüglich den Backkokes eigenthümlich ist. Die Sand- und Sinterkokes bestehen aus grösseren und kleineren Stücken, die Backkokes haben ein geschmolzenes Aeussere und eine mehr oder weniger blasige Structur. Das Verhalten der einzelnen Steinkohlensorten bei der Verkokung ist ein sehr verschiedenes. Die Sandkohlen vermindern dabei ihr Volumen um Weniges und zerfallen theils während, theils nach der Verkokung in Stücke, die Sinterkohlen erleiden durch die Verkokung in ihrem Volumen und ihrer Gestalt gar keine Veränderung, bei den Backkohlen endlich findet in der Regel durch die Verkokung eine Volumensvermehrung statt, in der Glühhitze geraden sie in einen teigigen Zustand und indem aus dieser breiartigen Masse die sich entwickelnden Gase entweichen, entsteht die die Backkokes so kennzeichnende blasige Structur, mit welcher eine Zunahme am Volumen zusammenhängt.

Die Zusammensetzung der Kokes bilden Kohlenstoff, Aschentheile und hygroscopisches Wasser und zwar enthalten gute Kokes:

85 bis 92 Proc. Kohlenstoff,
3 - 5 - Aschentheile,
5 - 10 - hygroc. Wasser.

Die Kokes haben wie die Holzkohle die Eigenschaft, Feuchtigkeit aus der Luft anzuziehen und können unter gewissen Umständen bis zu 20 Procent Wasser aufnehmen, wodurch sie schwerer entzündlich werden und weniger Heizkraft ausüben. An trockenen Orten aufbewahrt steigt ihr Wassergehalt jedoch selten höher als 5 Procent.

Das specifische Gewicht der Kokes ist wegen der Abhängigkeit von der Beschaffenheit der Steinkohlen äusserst verschieden und fehlen darüber alle bestimmten Angaben. Bei einem Aschengehalt von 5 Procent und ohne hygroscopisches Wasser nimmt man annähernd das specifische Gewicht von:

Mittl. spec. Gew.
Sandkokes = 0,48
Sinterkokes = 0,43
Backkokes = 0,35.

Der absolute Wärmeeffect der Kokes ergiebt sich nach der oben angeführten Zusammensetzung im Vergleich zum reinen Kohlenstoff:

zu 0,85 bis 0,95 oder 6630 bis 7410 Wärmeeinheiten.

Der specifische Wärmeeffect berechnet sich aus dem mittleren specifischen Gewicht der einzelnen Kokessorten und bei Annahme des absoluten Wärmeeffects zu 0,95 für die:

Spec. Wärme-Effect.
Sandkokes = 0,46
Sinterkokes = 0,41
Backkokes = 0,33

Der pyrometrische Wärmeeffect guter Kokes ist fast gleich dem der Holzkohle.

Die Brennbarkeit der Kokes ist eine sehr grosse, sie bedürfen zu ihrer Entzündung einer starken Glühhitze und zum Fortbrennen eines lebhaften Luftzugs. Die Flammbarkeit gleicht der der Holzkohle.

Der chemische Verlauf bei der Verkokung ist nur in so fern von dem der Holzverkohlung etwas verschieden, als die

Zusammensetzung der Brennmaterialien quantitativ nicht dieselbe ist. Die Zersetzungsproducte bei dem erstern Processe trennen sich auch in gasförmige und flüssige. Erstere bestehen hauptsächlich aus Kohlensäure, Kohlenoxyd, Wasserstoff und leichtem Kohlenwasserstoffgase nebst etwas schwerem Kohlenwasserstoff oder ölbildendem Gase, Ammoniak, Stickstoff und enthalten die Steinkohlen Schwefelkies, Schwefelwasserstoff. Die flüssigen unterscheiden sich in eine wässerige und ölige Flüssigkeit, den Steinkohlentheer. Die Temperatur bei der Verkokung ist eine höhere als bei der Holzverkohlung. Sand und Sinterkohlen und zwar diejenigen, welche der Backkohle sich nähern, zersetzen sich zwar schon vor dem Rothglühen, vollständig findet diess indess nur bei dunkler Rothglühhitze statt. Backkohlen und anthracitartige Sand- und Sinterkohlen bedürfen dagegen zu ihrer vollständigen Zersetzung mindestens der starken Rothgluth.

Bunsen und Playfair*) haben aus 100 Gewichtstheilen der Steinkohle von Gasforth bei langsamer Destillation derselben in einer gusseisernen Retorte folgende Gewichtsmengen der verschiedenen Zersetzungsproducte erhalten:

| | | |
|---|---|---|
| Flüssige Producte. | Kokes | 68,925 |
| | Theer | 12,230 |
| | Wasser | 7,569 |
| Gasförmige Producte. | Kohlenwasserstoff ($CH^4$) | 7,021 |
| | Kohlenoxyd | 1,135 |
| | Kohlensäure | 1,073 |
| | Oelbildendes Gas ($CH^2$) | 0,753 |
| | Schwefelwasserstoff | 0,549 |
| | Wasserstoff | 0,499 |
| | Ammoniak | 0,211 |
| | Stickstoff. | 0,035 |
| | | 100,000 |

Die Zusammensetzung der gasförmigen Producte ist hiernach in 100 Gewichtstheilen:

*) Brg. u. h. Ztg. Jahrg. 1848. S. 5 u. f.

| | |
|---|---|
| Kohlenwasserstoff ($CH^4$) | 62,27 |
| Kohlenoxyd | 10,07 |
| Kohlensäure | 9,51 |
| Oelbildendes Gas | 6,67 |
| Schwefelwasserstoff | 4,87 |
| Wasserstoff | 1,42 |
| Ammoniak | 1,87 |
| Stickstoff | 0,32 |
| | 100,00 |

Eine schnelle Destillation verändert die relative Menge der verschiedenen Producte, man erhält weniger Kohlenwasserstoff ($CH^4$) und Kohlenoxyd, dagegen mehr ölbildendes Gas, überhaupt wenig Wasser und gasige Producte, aber mehr Theer.

Wird die Verkokung nicht in verschlossenen Gefässen, sondern unter Luftzutritt vorgenommen, so erfolgt die Destillation auf Kosten sowohl eines Theils der brennbaren flüchtigen Zersetzungsproducte als auch der gebildeten Kokes. Wegen der geringen Brennbarkeit der letztern erreicht man indess dann ein nur wenig niedrigeres Ausbringen, wie bei der Destillation in geschlossenen Räumen. Uebrigens findet diese Art der Verkokung überall statt, wo man die Kokes zu metallurgischen Zwecken darstellt.

Ebelmen hat über den Vorgang bei der Verkokung in Oefen zu Seraing Versuche angestellt.*) Die dortigen Kohlen gehören zu den Backkohlen und geben etwas aufgeblähte, zum Hohofenbetrieb sehr geeignete Kokes, ihre mittlere Zusammensetzung kann angenommen werden zu

| | |
|---|---|
| Kohlenstoff | 89,27 |
| Wasserstoff | 8,85 |
| Sauerstoff und Stickstoff | 4,47 |
| Asche | 1,41 |
| | 100,00 |

Das Kokesausbringen beträgt durchschnittlich 160,5 Proc. dem Volumen nach und 67 Proc. dem Gewichte nach. Von den aus den Schornsteinen der Verkokungsöfen entweichenden

*) Ann. d. Min. Ser. 4. T. 19. p. 134. Brg. u. h. Ztg. 1851. Nr. 29.

Gasen wurden zu Anfang, in der Mitte und am Ende der Verkokung Quantitäten gesammelt und analysirt, wobei sich folgende mittlere Zusammensetzung derselben ergab:

| | |
|---|---|
| Kohlensäure . . . . . | 10,93 |
| Einf. Kohlenwasserstoffgas | 1,17 |
| Wasserstoffgas . . . . | 3,68 |
| Kohlenoxydgas . . . . | 3,42 |
| Stickstoff . . . . . | 80,80 |
| | 100,00 |

Auf 100 Vol. Stickstoff kommen 15,6 Vol. Sauerstoff. Hinsichtlich der Frage, ob die in kleiner Menge in die Kokesöfen eingelassene Luft sich vorzugsweise mit den Kokes oder den Destillationsproducten der Steinkohle verbindet, ferner, ob der Sauerstoff sich in Kohlensäure oder Kohlenoxyd verwandelt, fand Ebelmen, indem er die Zusammensetzung der Gase mit jener der Steinkohle verglich,

1) dass über $^2/_3$ des in der Steinkohle enthaltenen Wasserstoffs während der Verkokung verbrannt werden, das übrige sich aber in den entstehenden Gasen wieder findet, und

2) dass das Verhältniss der Kohlensäure durchschnittlich 3 Mal so gross ist als dasjenige des Kohlenoxydgases.

Was die procentische Kohlenausbeute bei der Verkokung der Steinkohlen überhaupt anlangt, so ist diese zunächst von dem rascheren oder langsameren Verlauf des Processes abhängig, dann aber kommt hierbei wohl hauptsächlich die Zusammensetzung der Steinkohlen mit in Betracht; etwas Bestimmtes in dieser Hinsicht über einen ausbringbaren Kokegehalt lässt sich, wie die vorhandenen Angaben beweisen, nicht sagen. Aus den in Karsten's Eisenhüttenkunde, 2. Aufl., 2. Bd., S. 413—415 mitgetheilten Beispielen berechnet Scheerer*) das Kokesausbringen für die aschenfreie Steinkohlenmasse bei

| | | |
|---|---|---|
| den Sandkohlen | zu ungefähr | 55—65 Proc. |
| - Sinterkohlen | - - | 60—70 - |
| - Backkohlen | - - | 60—80 - |
| - anthrac. Kohlen | - - | 85—94 - |

Die Kokesausbeute aus den verschiedenen Steinkohlen schwankt sonach innerhalb weiter Gränzen und es giebt hierbei

*) Dessen Metallurgie, I. S. 313.

durchaus kein so feststehendes allgemeines Anhalten, wie es hinsichtlich des Kohlenausbringens bei der Holzverkohlung der Fall ist.

## Die Methoden der Verkokung.

Es wurde schon früher erwähnt, dass die Verkokung im Grossen zu hüttenmännischen Zwecken nur unter Luftzutritt ausgeführt wird; sie erfolgt entweder in Meilern und Haufen, oder in Oefen. Bei dem ersteren Verfahren wendet man die Steinkohlen meist nur in Stücken an, in Oefen dagegen können auch Steinkohlenkläre und Staubkohlen verkokt werden, sobald sie nur von Backkohlen herrühren, durch deren backende Eigenschaft dann grössere Kokestücke gebildet werden. Die Oefen benutzt man bei Stückkohlen nur dann, wenn man einen Theil der flüchtigen Zersetzungsproducte gewinnen will. Es kann daher die Verkokung eingetheilt werden in das Verkoken der Stückkohlen und in dasjenige der backenden Staubkohlen.

### A. Die Verkokung der Stückkohlen.

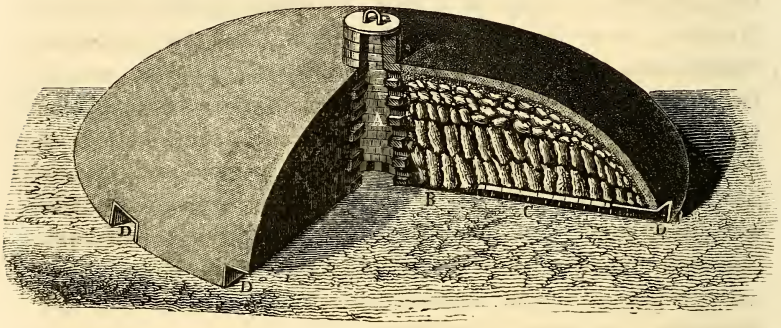
a) Das Verkoken in Meilern und Haufen. Bei Anlegung einer Kokes-Meilerstätte hat man wie bei der Verkohlung des Holzes einen trockenen ebenen Platz nothwendig, der bei sandiger Beschaffenheit des Bodens am besten mit einer 6 Zoll dicken Schicht von Lehm und Kohlenlösche bedeckt wird. In der Mitte jedes aufzurichtenden Meilers wird eine 3—4 Fuss hohe Esse von Ziegelsteinen aufgemauert, welche als Quandelschacht dient. Die Esse ist bis zur eigentlichen Höhe des Meilers vom Fuss der Mauer an mit concentrischen Reihen von Oeffnungen versehen, welche auf eine einfache Weise durch Aussparen der Ziegel beim Aufmauern der Esse gebildet werden. Diese Oeffnungen sollen den Meiler mit dem Essenschacht in Verbindung setzen.

Die Essenmündung versieht man mit einer ringförmig gegossenen eisernen Platte, sowohl zum Schutz des Mauerwerks als auch, damit ein gusseiserner Deckel, mit welchem der

*) Karsten, Eisenhüttenkd. 2. Aufl., Bd. 2, S. 425.

Essenschacht nach Befinden bedeckt werden muss, dichter schliesst. Die Steinkohlen werden in kreisrunden Reihen, mit ihrem Querbruch gegen die Esse gerichtet, um diese aufgestellt und zwar nimmt man zu den innern Reihen die grössern, zu den äussern Reihen aber die kleinern Kohlen, so dass die Kreise immer niedriger werden, die Zwischenräume füllt man

Fig. 11.




mit kleinen Kohlen aus. Fig. 11 zeigt einen auf diese Art errichteten Meiler mit dem Essenschacht *A*. Bei Aufstellung der Steinkohlenstücke muss auch gleichzeitig auf Züge Rücksicht genommen werden, welche auf der Sohle des Meilers von dessen Peripherie bis zum Essenschacht führen. Man bildet diese Züge entweder einfach dadurch, dass man grössere Steinkohlenstücke gegen einander stellt oder, da in diesem Falle die Kanäle sich leicht verstopfen, mit Hülfe von Ziegelsteinen. Die Anzahl der Luftkanäle, welche sämmtlich eine verticale Richtung erhalten, hängt von der Grösse des Meilers ab; bei 18—20 Fuss Durchmesser des letztern sind 6—8 solcher Kanäle erforderlich. Der Theil *B* derselben, welcher sich unmittelbar an die Esse anschliesst, wird immer von grossen Steinkohlenstücken hergestellt, der folgende Theil

Fig. 12.

*C* dagegen aus Ziegelsteinen und wohl auch an der Mündung bei *D* aus der in Fig. 12 besonders abgebildeten gusseisernen

Vorrichtung, welche an der vordern, hintern und untern Seite offen ist und in deren Wandungen sich mehrere kleine Oeffnungen, Zuglöcher, befinden. Der hierdurch gebildete Raum hat eine Länge von circa 2 Fuss, ist etwa 3 Zoll hoch und 4 Zoll breit. Man erreicht bei Anwendung dieser Vorrichtung den Vortheil, dass die Mündung der Zugkanäle immer offen erhalten wird. Schliesslich wird der auf diese Weise hergestellte Meiler entweder mit einer Decke, aus einer 3 Zoll starken festgeschlagenen Schicht feuchter Steinkohlenlösche versehen oder unbedeckt gelassen, je nachdem man die eine oder andere Art der Verkokung vorzieht. Im erstern Falle verfährt man bei der Verkokung folgendermassen: Schon vor dem Aufschichten der Steinkohlen hatte man in die untersten Zuglöcher der Esse trockne Holzspähne gelegt, später bringt man solche Spähne auch auf die Sohle des Essenschachtes und diese entzündet man durch einige in den Schacht geworfene brennende Steinkohlen. Das Feuer verbreitet sich allmählig von der Esse nach der Peripherie und Rauch und Flamme, welche die Decke nicht durchdringen können, werden durch die Esse abgeführt. Sieht man endlich aus dem Essenschachte weder Flamme noch Rauch steigen, so ist die Verkokung zu Ende und die Mündung der Esse wird sofort mit dem eisernen Deckel verschlossen, ebenso bedeckt man die Mündungen der Zugkanäle und alle Oeffnungen in der Meilerdecke sorgfältig mit feuchter Lösche. Dieser Zeitpunkt tritt bei einem Meiler von 18—20 Fuss Durchmesser circa 48—50 Stunden nach dem Anzünden ein. Nach Verlauf von etwa 3 Tagen ist endlich das Feuer so weit erloschen, dass die Kokes ausgezogen werden können.

Erhielt der Meiler keine Decke, so benutzt man die Esse nur zum Anzünden des Meilers und bedeckt sie dann sofort mit dem eisernen Deckel. Rauch und Flamme sind jetzt genöthigt, durch den Meiler selbst zu dringen und das Feuer verbreitet sich ebenfalls von innen nach aussen. Sieht man aus dem der Esse zunächst gelegenen Theile des Meilers keine Flamme mehr treten, so bedeckt man die Oberfläche solcher Stellen mit einer festen Löschdecke, bis endlich der ganze Meiler nach circa 24 Stunden auf diese Weise eine Decke erhalten hat. Man nimmt jetzt den Deckel von der

Mündung des Schachtes weg, so dass die sich noch entwickelten Dämpfe durch den Essenschacht abziehen müssen und führt die Verkokung zu Ende, wozu ebenfalls gegen 24 Stunden nothwendig sind. Esse und Zugkanäle werden dann verschlossen, um das Feuer zu ersticken und den Meiler abkühlen zu lassen.

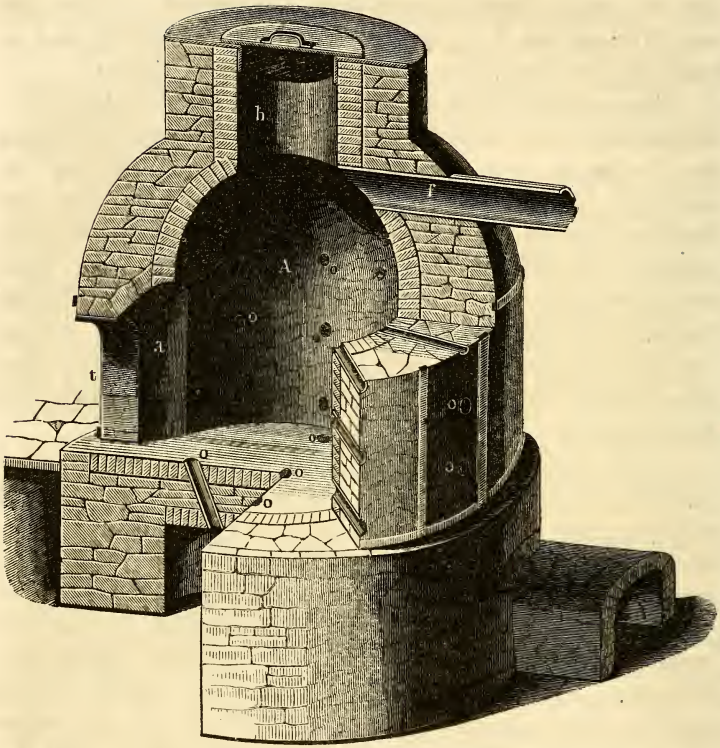
Bei der Verkokung der Stückkohlen in Haufen ist hinsichtlich der Kokesstätte dasselbe zu berücksichtigen wie bei der Meilerverkokung. Nach der Richtung des aufzustellenden Haufens wird zunächst eine Schnur ausgespannt, welche die Längenaxe des Haufens bezeichnet. Die Länge selbst ist unwesentlich, sie schwankt gewöhnlich zwischen 100—150 Fuss, die Breite von 10—12 Fuss. Längs der durch die Schnur bezeichneten Linie werden in Entfernungen von 2—4 Fuss, je nachdem sich die Steinkohlen schwerer oder leichter entzünden, 4—5 Zoll starke Pfähle, deren Spitzen mit Eisen beschlagen sind, in den Boden getrieben, welche nach der Aufstellung des Haufens wieder herausgezogen werden und die Punkte angeben, an denen derselbe entzündet werden soll. Hierauf werden die grössten Kohlenstücke zu beiden Seiten der durch die Schnur angegebenen Linie gegen einander geneigt aufgestellt, so, dass ihr Querbruch gegen die Axe des Haufens gerichtet ist, wodurch sich ein natürlicher, in der Mitte des Haufens nach dessen Länge fortsetzender Kanal bildet. Durch die abnehmende Grösse der Steinkohlenstücke von der Mitte des Haufens nach dem Fusse desselben erhält er eine gewölbte Gestalt, ebenso bestehen die obern Schichten aus kleinen Steinkohlen, deren Grösse um so mehr abnimmt, je näher sie der Oberfläche des Haufens zu liegen kommen. Man giebt den Haufen gewöhnlich keine grössere Höhe als etwa 3 Fuss, auch erhalten sie keine Decke von Lösche, sondern man bedeckt sie nur mit Steinkohlenkläre. Nach Beendigung des Aufschichtens zieht man die in der Mitte eingeschlagenen Pfähle heraus und wirft in die dadurch gebildeten Oeffnungen brennende Steinkohlen, wodurch der ganze Haufen in 4 bis 6 Stunden in Brand geräth. Von nun an hat man zu beobachten, an welchen Stellen die Flamme nachlässt, wo also ein Verbrennen der gebildeten Kokes eintreten würde, diese Stellen versieht man sofort mit einer Löschdecke. Nach 1 bis

2 Tagen, bei wenig backenden Kohlen noch früher, hat endlich der ganze Haufen eine solche Löschdecke erhalten und nach Verlauf von 3—4 Tagen ist derselbe abgekühlt, und es kann mit dem Ausziehen der Kokes begonnen werden.

An manchen Orten bedient man sich bei der Haufenverkokung ähnlicher Vorrichtungen zur vollkommnen Regulirung des Luftzuges, wie sie oben bei der Meilerverkokung beschrieben wurden: man legt nämlich in der Längenaxe des Haufens mehrere gemauerte Essen von der angegebenen Construction an und verbindet diese durch einen auf der Sohle der Kokesstätte durch die ganze Länge des Haufens geführten horizontalen Zugkanal von Mauersteinen mit einander, ebenso legt man Querkanäle an, welche am Fusse der längern Seiten des Haufens ausmündend, jenen Hauptkanal rechtwinklich durchkreuzen.

b) Die Verkokung in Oefen. Diese wenig angewendete Verkokungsart der Stückkohlen findet nur an solchen Orten statt, wo man Gelegenheit hat, die dabei zu gewinnenden flüssigen Destillationsproducte und zwar namentlich den Steinkohlentheer vortheilhaft verwerthen zu können. Fig. 13 stellt einen zu diesen Zweck für schwach backende Steinkohlen in Gleiwitz in Oberschlesien angewandten Ofen vor, in welchem 30—40 Centner auf einmal verkokt werden. Der runde Verkokungsraum *A* ist an seinen Wänden in verschiedenen Höhen mit Zuglöchern oder Registern *o* versehen, in welchen sich $1\frac{1}{2}$ Zoll weite, von aussen durch Stöpsel verschliessbare, eiserne Röhren befinden. Aehnliche Register befinden sich auch in der Sohle des Ofens, können indess erspart werden, wenn die unterste Reihe der Zuglöcher unmittelbar über der Ofensohle angebracht wird. Oben im Gewölbe des Ofens geht eine eiserne Röhre *f* durch die Mauer, welche die Dämpfe nach den Condensationsvorrichtungen abführt. Die Umfassungsmauer des Ofens muss hinreichend stark und ausserdem gegen das Zerreissen durch umgelegte eiserne Bänder oder Anker geschützt sein. Beim Eintragen der Steinkohlen werden diese zuerst durch die Thüröffnung *a* in den Ofen gebracht, wobei auf die Anlage einer Zündgasse von dieser Oeffnung aus an der Sohle des

Fig. 13.




Ofens Rücksicht genommen werden muss; der obere Theil des Ofens wird durch die Gewölbeöffnung *b* bis zur Röhre *f* angefüllt. Nach beendigter Füllung des Ofens wird die Thüröffnung bei *a* bis auf die Zündgassenmündung vermauert, alle Registeröffnungen mit Ausnahme der untersten Reihe geschlossen und die Oeffnung bei *b* mit einem eisernen Deckel luftdicht verschlossen. Das Anzünden erfolgt durch die Zündgasse. Einige Zeit nachher wird auch die bei *t* angebrachte eiserne Thüre geschlossen und mit Lehm verstrichen. Nach 8—10 Stunden kann man das Feuer durch die Register der zweiten Reihe wahrnehmen, worauf dann diese geöffnet, die unterste Reihe aber geschlossen wird, nach weitern 10 Stunden wird die dritte Reihe geöffnet und die zweite geschlossen, nach circa 16 Stunden die vierte geöffnet, die dritte aber

verschlossen, und endlich 3 Stunden später auch die vierte geschlossen, so dass vom Anzünden an bis jetzt 36—40 Stunden verstrichen sind. Von nun an bleibt der Ofen 12 Stunden zur Abkühlung in Ruhe, worauf das Kokesziehen nach Oeffnung der Thür *t* und Hinwegnahme der Mauerung bei *a* erfolgt. Die mit eisernen Haken herausgezogenen Kokes werden mit Wasser gelöscht.

Die in Oefen erzeugten Kokes sind immer dichter und fester als die in Meilern erhaltenen, wesshalb auch der Cubikfuss etwa 3 Pfund mehr wiegt, als bei Meilerkokes aus denselben Steinkohlen. Dem Volumen nach geben die Steinkohlen daher 8—10 Proc., auch darüber, weniger Kokes, wenn sie in Oefen verkokt werden, dem Gewicht nach dürfte das Ausbringen bei Meilern und Oefen wenig differiren.

## B. Die Verkokung der Staubkohlen.

a) Meiler- und Haufenverkokung. Ein derartiges Verfahren ist bis jetzt nur auf einigen französischen Hütten zur Ausführung gelangt.*) Man feuchtet die Staubkohlen dort so stark an, dass sich die Masse formen lässt. Die Meiler erhalten die Gestalt eines abgestumpften Kegels mit einem Durchmesser an der Grundfläche von 12 Fuss, oben dagegen von 7 Fuss, die Haufen haben die Form einer abgekürzten Pyramide von etwa 60 Fuss Länge, die untere Grundfläche ist 4 Fuss breit, die obere Fläche 2 Fuss. Damit die angefeuchteten Kohlen diese angegebenen Gestalten annehmen, bildet man aus zugeschnittenen Bretern, die durch Haken an einander befestigt werden, eine Einfassung, welche einem solchen Kegel oder einer Pyramide entspricht, in diese stampft man die teigartige Steinkohlenmasse ein. Um aber die nöthigen Zugkanäle in den Haufen anzubringen, werden beim Einstampfen der Masse an den betreffenden Stellen Hölzer von der Form jener Kanäle eingelegt, welche später wieder herausgezogen werden. Jeder Haufen erhält 3 über einander liegende Reihen horizontale

*) Ann. des mines I. Série XIII. p. 505. Karstens Eisenhüttkde. 2. Aufl. Bd. 2. S. 437.

Zugkanäle von der einen langen Seitenwand bis zur andern gehend, und zwar so, dass die einzelnen Kanäle nicht gerade über einander sich befinden, sondern im Dreieck, ferner mehrere Essenräume und endlich einen horizontalen Kanal von der Länge des Haufens, welcher sämmtliche Essen an ihrem Fusse, sowie die unterste Reihe der Querkanäle durchschneidet. Die Essen und kürzern Zugkanäle haben einen Durchmesser von 3—4 Zoll, letztere liegen ausserdem etwa 2 Fuss aus einander, der Längenkanal ist 5—6 Zoll hoch und 4 Zoll breit. Um das Herausziehen der Hölzer nach beendigtem Einstampfen zu erleichtern, sind sie an dem einen nach innen gekehrten Ende etwas schwächer und an dem andern mit einem eisernen Ringe versehen. Die Umfassungsbreter haben natürlich an den Stellen, wo die Formhölzer stecken, zum Herausziehen der letztern, Löcher. Nach Hinwegnahme der hölzernen Form stürzt man auf die Oberfläche des Haufens mehrere Zoll hoch kleine Stückkohlen und zündet diese mit einigen brennenden Steinkohlen an. Das Feuer pflanzt sich allmählig von oben nach unten fort, die verkokten Stellen aber beschüttet man sofort mit Lösche. Ein Anzünden des Haufens von unten würde um deswillen unthunlich sein, weil durch das Aufblähen der Kokes der obere noch nicht in Brand gerathene Theil sammt seinen Kanälen in Unordnung gerathen würde. Wenn der Haufen schon verkokt ist, sich aber noch in voller Gluth befindet, schüttet man Wasser in das Innere desselben, man soll dadurch neben der raschern Abkühlung eine bessere Abschwefelung der Kokes erreichen. Zur Verkokung eines Haufens ist ein Zeitraum von 6—8 Tagen erforderlich.

b) Ofenverkokung. Die Verkokungsöfen für backende Staubkohlen sind entweder offene (Meileröfen), oder geschlossene Oefen. Die offenen oder Meileröfen, nach ihrer ersten Anwendung auch Schaumburger Oefen genannt, haben gemauerte Umfassungswände, aber kein Gewölbe, die Kohlen erhalten vielmehr eine Decke von Lösche, auch ist das Verfahren ganz ähnlich dem bei der Meiler- und Haufenverkokung beschriebenen. Die geschlossenen Oefen sind, wenigstens in der früher allgemein und jetzt auch wohl noch zum grossen Theil angewandten Construction, überwölbte Heerde, welche sich in der

Hauptsache von den gewöhnlichen Backöfen nur wenig unterscheiden. Eigenthümlich und bei Weitem complicirter sind mehrere in Belgien in neuerer Zeit erbaute Verkokungsöfen, deren später gedacht werden soll. Die Einleitung der Verkokung bei den geschlossenen Oefen erfolgt durch die von der vorhergehenden Verkokung im Ofen zurückgebliebene Wärme und wird dadurch unterhalten, dass man durch fortwährendes Zuströmenlassen von atmosphärischer Luft, die aus den Steinkohlen entweichenden brennbaren Gase und Dämpfe innerhalb des überwölbten Raums verbrennen lässt.

Es hängt mit der Erzeugung der Staubkohlen zusammen, dass dieselben meist mehr oder weniger durch erdige Beimengungen, namentlich Schieferthon, verunreinigt sind; man hat daher an verschiedenen Orten und zwar mit Vortheil eine Art Aufbereitung derartiger Kohlen, ehe sie zur Verkokung gelangen, eingeführt. Steht Wasser in hinreichender Menge zu Gebote, so empfehlen sich hierzu durch ihre Einfachheit, Einrichtungen nach Art der Schlämmgräben, während man an andern Orten Setzmaschinen benutzt. *)

Die offenen Verkokungsöfen, wie sie in Gleiwitz angewendet werden, **) bestehen aus parallel neben einander laufenden Mauern von 44—60 Fuss Länge und 5 Fuss Höhe, welche 8 Fuss Abstand von einander haben. Die Oeffnung an der einen Stirnwand wird vor dem Besetzen des Ofens mit Mauerziegeln geschlossen, die andere Stirnwand aber, welche zum Eintragen der Kohlen offen erhalten werden muss, schliesst man nach erfolgtem Besetzen. Die Sohle besteht aus einer Lage auf die hohe Kante gestellten Ziegeln, unter denen sich zur Ableitung der Feuchtigkeit eine 10 Zoll starke Schicht klein geklopfter Hohofenschlacke befindet.

Zur Hervorbringung des nöthigen Luftzuges ist auf jeder der langen Seiten, 2 Fuss über dem Boden, eine Reihe horizontaler Zuglöcher angebracht, von welchen wiederum vertikale Kanäle im Innern der Mauer bis zu deren Oberfläche gehen,

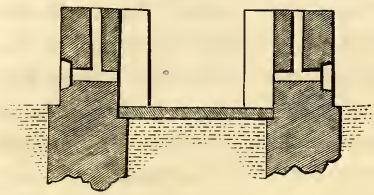
---

*) Ann. des mines 1850. Bd. XVII. S. 381, desgleichen in Dingl. pol. Journ. CXVIII, S. 265, und Brg. u. h. Ztg. 1851. S. 194. — Brg. u. h. Ztg. 1853. S. 94, 739.

**) Brg. u. h. Ztg. 1851. S. 217.

wie aus beistehender Figur zu ersehen ist, welche einen Durchschnitt durch die Mauern darstellt. Bei dem Besetzen eines solchen Ofens werden zunächst mehrere Lagen Kohlen aufgetragen, stark befeuchtet und festgestampft, bis man in die Höhe der erwähnten Zugkanäle gelangt ist; durch diese Züge steckt man dann hölzerne Stangen von 6 Zoll vorderem und 4 Zoll hinterem Durchmesser und der Länge der ganzen Breite des Ofens, überschüttet sie ebenfalls mit feuchten Staubkohlen und umstampft sie sorgfältig. Dieses Auftragen, Begiessen und Feststampfen einzelner 6 Zoll hoher Lagen Kohlen wird bis zur Höhe des ganzen Ofens fortgesetzt, so dass derselbe je nach seiner Länge 200—300 pr. Tonnen fasst. Die Oberfläche wird hierauf mit Kohlenlösche oder auch mit Lehm 2 bis 3 Zoll hoch bedeckt, die zweite Stirnwand ebenfalls geschlossen, und nun die hölzernen Stangen mit der grössten Sorgfalt herausgezogen.

Fig. 14.



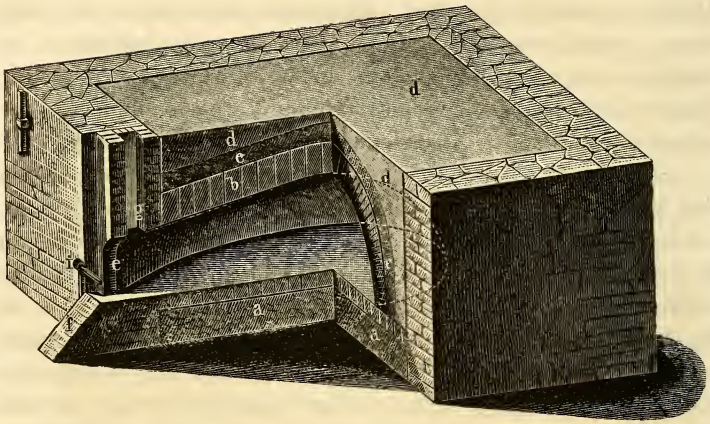
Das Anzünden der Kohlen erfolgt auf der dem herrschenden Winde entgegengesetzten Seite des Ofens mit Hülfe von kleingespaltenem, kiehnigem Holz, welches in die Züge gesteckt worden ist, letztere werden sofort durch vorgestellte Mauerziegel und Lösche oder Sand verschlossen. Das Feuer pflanzt sich allmählig innerhalb 6—8 Stunden bis an die andere Seite des Ofens fort. Ist es hier angelangt, so muss die Oeffnung des Zuges an derjenigen Seite, wo das Anstecken erfolgte, sofort geöffnet, im entgegengesetztem Falle aber geschlossen werden, wobei zu beachten bleibt, dass dieses Umsetzen ja nicht früher erfolgt, als bis das Feuer durch den ganzen Zug gleichmässig vertheilt ist, weil hiervon die gleichmässige Verkokung sehr wesentlich abhängt und eine besondere Sorgfalt bei Beginn des Verkokens den Köhler aller weiteren Mühen während der Dauer desselben überhebt. Das Umsetzen des Feuers wird, je nachdem das Wetter stürmisch oder ruhig ist, alle 2—4 Stunden vorgenommen und die ent-

weichende Flamme hierdurch immer an derjenigen Seite der Umfassungswände des Ofens abgeleitet, an welcher die Züge unten geschlossen sind. Ungleichmässige Beschaffenheit der Kohlen oder Nachlässigkeiten beim Einstampfen derselben können jedoch diesem regelmässigen Verlaufe hindernd entgegentreten und das Ausbringen an Kokes herabziehen.

Die Lehm- oder Löschdecke erhält beim Fortschreiten der Verkokung allmählig Risse, welche sorgfältig wieder geschlossen werden müssen. Nach etwa 8 Tagen werden die Kokes gaar, was an der aus den Zügen herausbrechenden weissen Flamme und daran zu erkennen ist, dass sich die Kohlenmasse unter der Decke mit einem Spiesse hart anfühlt; es müssen jetzt alle Kanäle und Züge sorgfältig verschlossen und das Feuer während zweier Tage allmählig erstickt werden. Das Herausziehen der Kokes beginnt man mit dem Wegreissen derjenigen Stirnmauer, von welcher aus gerade der Wind weht und die sich entwickelden Dämpfe fortführt. Die Kokes sind in der Höhe der Züge in zwei vollständig getrennte Lagen geschieden und bestehen aus einzelnen Stücken von stänglicher Absonderung und sehr verschiedener Grösse, besonders die obere Lage hat ein geflossenes Ansehen und ist dicht und hart. Das Gewicht der Kokes beträgt pro Tonne à $7\frac{1}{9}$ Cubikfuss, 2 Ctnr. 14—34 Pfd., das quantitative Ausbringen giebt einen Verlust von 20 Proc., der jedoch, je nach der Beschaffenheit der Kohlen, zuweilen geringer ist.

Einen Verkokungsofen mit geschlossenem Heerd (Koksbackofen) in seiner einfachsten Einrichtung stellt Fig. 15 vor; gewöhnlich befindet sich eine ganze Reihe solcher Oefen neben einander. Ein derartiger Ofen vermag 12 bis 16 Cubikfuss Staubkohlen aufzunehmen, wenn diese in einer Höhe von 12—15 Zoll auf dem Heerde ausgebreitet werden. Der Heerd besteht aus Mauerziegeln, welche auf die hohe Kante gestellt und mit Thonmörtel eingemauert sind, er ruht auf einer Ausfüllung *a* von Steinen, Schlacken oder Schutt. Das Gewölbe *b*, welches den Heerd umgiebt, kann aus feuerfesten Thon oder guten Ziegeln angefertigt werden; *c* ist eine Lehmdecke über dem Gewölbe und *d* eine Ausfüllung von trocknem Sand. Durch die Oeffnung *e* in der Vorwand des Ofens werden die Staubkohlen in den Ofen gebracht und

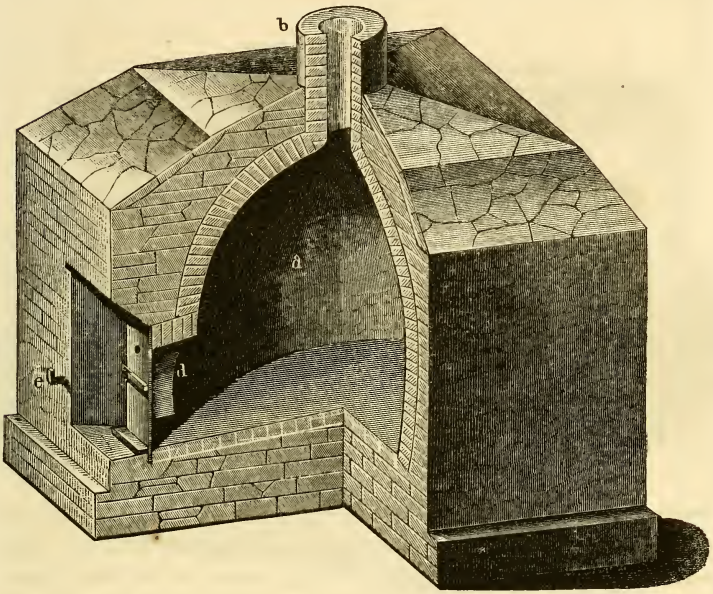
Fig. 15.




ebenso die Kokes herausgezogen, zu welchem letztern Zweck noch die schiefe Ebene *f* da ist. Durch die Oeffnung *g* ziehen Flamme und Dämpfe ab. Diese Oeffnung muss bei stark backenden Steinkohlen weiter sein, als es bei weniger backenden der Fall ist. Das Quereisen *i* vor der Einsatzöffnung dient als Unterlage für die Werkzeuge, welche man zum Ausziehen der fertigen Kokes braucht. Sollen derartige Oefen in Betrieb gesetzt werden, so wird die Heerdfläche mit einer Schicht kleiner Stückkohlen bedeckt, diese angezündet und das Feuer so lange unterhalten, bis Sohle, Gewölbe und Seitenwände sich dunkel rothglühend zeigen. Jetzt wird nach Reinigung des Heerdes die zu einem Einsatze bestimmte Quantität Staubkohlen eingetragen und gleichmässig ausgebreitet, letztere gerathen sehr bald in Brand und so lange Rauch und Flamme entweichen, lässt man den Process ruhig gehen. Haben diese nachgelassen und bildet sich eine weisse Flugasche auf der Oberfläche der Kohlen, so dämpft man die Hitze durch Wasser, zieht die fertigen Kokes aus dem Ofen und löscht sie vollends mit Wasser ab, worauf man sogleich zu einer neuen Besetzung des Ofens schreitet. Der ganze Process dauert bei dem oben angegebenen Quantum circa 6 Stunden. Die Arbeit geht ununterbrochen fort, bis eine Reparatur des Ofens nothwendig ist.

In Fig. 16 ist ein Kokes-Backofen dargestellt, wie man sich dessen bei der Leipzig-Dresdner Eisenbahn in Riesa bedient. Der Verkokungsraum *a* ist 10 Fuss s. hoch, und an der Sohle 10 Fuss s. breit. Seine Tiefe beträgt 12,5 Fuss.

Fig. 16.




Der Schornstein ist 3,5 Fuss hoch und 1 Fuss im Gevierte weit. Der Heerd hat auf seine Länge 6 Zoll Ansteigen. Die Thüröffnung ist 3 Fuss hoch und ebenso breit. Sie wird durch eine eiserne Thür verschlossen, in welcher sich 2,5 Fuss über der Sohle vier neben einander liegende Zuglöcher von 3 Zoll Durchmesser befinden.

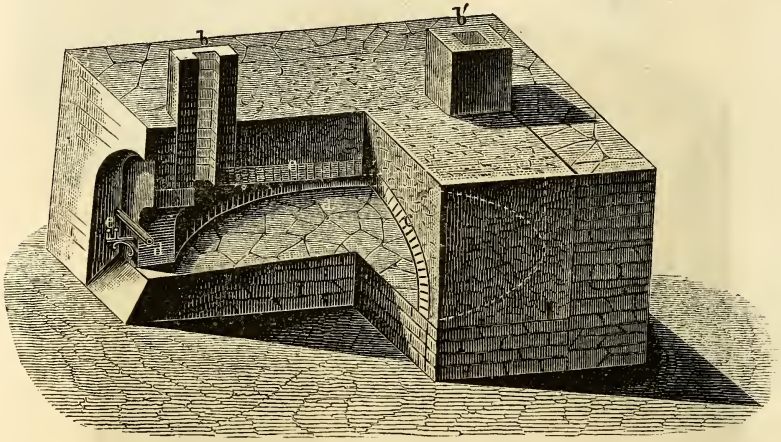
An jeder Seite der Thüröffnung ist im äusseren Gemäuer ein eiserner Haken *e* befestigt, beide Haken halten eine eiserne Stange, auf welche der Arbeiter beim Ausziehen der Kokes das Gezähe stützt.

In einem solchen Ofen können auf einmal 50 Dresd. Scheffel Staubkohlen in 72 Stunden verkokt werden. Man erhält sehr feste und dichte Kokes. Wird der Ofen nur mit 24 Scheffel Kohlen besetzt, so ist die Verkokung in 24 Stunden beendet

und man erhält dann, da sich die Steinkohlen während der Verkokung mehr aufblähen können, leichtere Kokes.

Auf dem königl. Steinkohlenwerke im Plauenschen Grunde bei Dresden wendet man zur Verkokung der Staubkohlen Oefen von der aus Fig. 17 zu ersehenden Construction an. Der Ver-

Fig. 17.

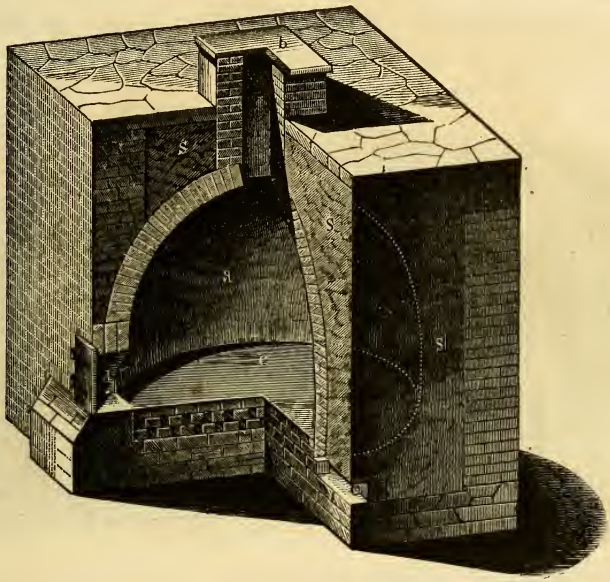



kokungsraum *a* hat im Grundriss eine beinahe kreisförmige Gestalt. Der Durchmesser oder die Breite der Heerdsohle beträgt circa 11 Fuss, die Länge der wenig ansteigenden Heerdsohle 12 Fuss. Die verschiedene Höhe der senkrechten Seitenwände des Verkokungsraumes wird durch das cylindrische Gewölbe *c* bestimmt, welches an seinen höchsten Stellen 1 Elle 20 Zoll über der Heerdsohle liegt, und nach einem Radius von ungefähr $3\frac{1}{2}$ Elle gespannt ist. Die Verbrennungs- und Zersetzungsproducte werden durch 2 Essen *b b'* abgeführt, von denen die eine der Thüröffnung zunächst und die andere am entgegengesetzten Ende des Ofens angebracht ist. Diese Essen sind 2—3 Fuss hoch und 10 Zoll im Gevierte weit. Die Thüröffnung *d* wird mit einer gusseisernen Thür verschlossen, welche aus 2 Flügeln besteht. Der Verschluss mit dieser Thür erfolgt aber nur bis an den überwölbten Theil, dieser bleibt offen und gestattet der Luft freien Zutritt in das Innere. Der Haken *e* hält eine eiserne Stange zum Auflegen des Gezähes. Man setzt in einen solchen Ofen ge-

wöhnlich 34 Scheffel Staubkohlen ein, welche in 48 Stunden verkokt sind und erhält davon 36—37 Scheffel Kokes.

Auf der Prinz Karls-Hütte bei Rothenburg an der Saale hat man Kokesbacköfen wie sie Fig. 18 zeigt. Die Tiefe des Ofens von der Thüröffnung *d* bis Rückwand beträgt circa

Fig. 18.

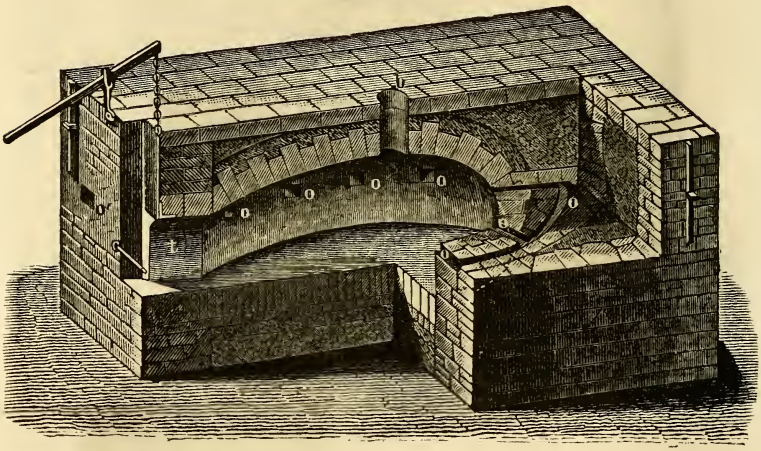


10 Fuss rheinl., die Breite $8^1/_2$ Fuss. Durch das kuppelförmige Gewölbe geht eine Esse, welche mit einer eisernen Platte *b* bedeckt werden kann. Der Heerd *c* besteht aus feuerfesten Ziegeln, welche auf der hohen Kante stehen und ohne Bindemittel trocken an einander gestellt sind. Unter dieser Sohle ist ein aus der Figur hervorgehendes System von Zugkanälen angebracht, denen durch grössere Kanäle *O* Luft von aussen zugeführt wird, *s* sind Füllungen von Erde. Zu Anfang der Verkokung dringt ein Theil der zur Verbrennung nothwendigen Luft durch die undichte Ofensohle in die Steinkohlenmasse; später, wenn diese mehr und mehr zusammenbäckt, dringt die Luft hauptsächlich durch die nicht völlig schliessende Thür. Der Einsatz in einem solchen Ofen be-

trägt, je nachdem man poröse oder dichte Kokes erzeugen will, 10—15 Tonnen à $7\frac{1}{9}$ Cubikfuss.

Die Construction von Oefen, wie sie auf einigen französischen Eisenwerken und im Saarbrücken'schen im Gebrauch sind, stellt Fig. 19 dar. Der Verkokungsraum ist bei diesen Oefen eiförmig und zwar beträgt der längere Durchmesser 9 Fuss, der kürzere 6 Fuss, die grösste Höhe des Gewölbes über der Sohle 3 Fuss. Die Esse *b* hat 8 Zoll im Durch-

Fig. 19.



messer. Um den Ofenraum läuft, etwa $1\frac{1}{3}$ Fuss über der Sohle, ein hufeisenförmiger Zugkanal, welcher auf beiden Seiten der Thür *t* bei *O'* ausmündet. Die in diese Oeffnungen eintretende Luft vertheilt sich in die 9 Querkanäle *o*, *o*, .... und tritt aus diesen in den oberen Theil des Ofenraumes, wo sie die verflüchtigten, brennbaren Zersetzungsproducte entzündet. Gewölbe und Umfassungswände sind aus Sandstein hergestellt, der Heerd aus feuerfesten Thonsteinen, welche eine Unterlage von Schlacken haben. Die Thür bei *t* verschliesst den Ofen nicht vollständig, man lässt absichtlich auf diese Weise eine obwohl sehr geringe Menge von Luft eintreten. Ueber dem Ofengewölbe befindet sich eine Thon- und Schlackenfüllung. Der Einsatz in einem derartigen Ofen beträgt 40—50 Cubf. kleine Backkohlen, die Dauer der Verkokung ist 20—24 Stunden. Durch die bei ihm stattfindende

gleichmässig vertheilte Erhitzung des Verkokungsraums zeichnet sich dieser Saarbrücker Ofen vortheilhaft vor den bisher erwähnten Oefen aus.

Das Entleeren der Kokesbacköfen muss, um dieselben nicht zu stark abzukühlen und den Kokesverbrand möglichst zu verhindern, schnell geschehen, so dass diese Arbeit bei der engen Thüröffnung und dem mehr oder weniger festen Zusammenhang der Kokesmasse häufig eine sehr schwere ist. Man hat deshalb in neuerer Zeit Oefen erbaut, bei denen unter Anwendung maschineller Vorrichtungen die ganze Kokesmasse auf einmal aus dem Ofen gezogen werden kann. Es haben derartige Oefen deshalb zwei einander gegenüber liegende Thüröffnungen, deren Grösse dem Querschnitte des Ofenraums gleich ist.

Der fortwährend zunehmende Verbrauch von Kokes ist zunächst in Belgien die Veranlassung gewesen, dass man die ältern Verkokungsprocesse zu verbessern sich bemüht hat und zwar dadurch, dass man eine Erhitzung der Sohle und Seitenwände des Ofens durch die verlorene Wärme herzustellen suchte. Bei den bisher betrachteten geschlossenen Verkokungsöfen wird, wie erwähnt, zur Einleitung des Verkokungsprocesses die Hitze der Ofenwände von der vorhergehenden Charge benutzt, zur Fortführung und Beendigung desselben aber dient die durch Luftzutritt bewirkte Verbrennung der Destillationsproducte innerhalb des Gewölbes. Die Einwirkung dieser Verbrennung auf die unterhalb befindliche Kohlenmasse bleibt aber jedenfalls eine sehr unvollständige und die meiste Hitze wird stets unmittelbar durch die Oeffnungen im Gewölbe des Ofens abziehen. Die Aufgabe nun, sowohl den Verbrand an fester Kohle durch den Luftzutritt zu verhindern, als auch die ganze Kohlenmasse einer möglichst gleichmässigen Hitze auszusetzen, hat man in Belgien durch Oefen von sehr kleinen Dimensionen und durch Vereinigung mehrerer Oefen zu einem System zu erreichen gesucht, man benutzt die verlorene Wärme des einen Ofens zur Erhitzung der neu chargirten Kohlen des andern etc., indem man die durch Destillation erzeugten Gase durch Kanäle unter der Sohle und zwischen den Seitenwänden der Oefen hinführt und verbrennen lässt, ehe sie in die Luft entweichen. In Verfolgung dieses Princips sind mitunter Oefen von ziemlich complicirter Construction entstanden, man

hat aber doch im Allgemeinen erreicht, dass diese belgischen Oefen durch Beschleunigung des Verkokungsprocesses, durch ihre vollkommnen Lösch- und Ziehvorrichtungen und besseres Ausbringen, sich vortheilhaft vor allen andern Verkokungsöfen auszeichnen. Wegen des Specielleren hierüber muss auf einen Aufsatz von R. Bluhme in der berg- u. hüttenm. Zeitg. 1855 Nr. 25 u. folg. verwiesen werden.

Ein zweckmässig construirter Ofen ist ferner der Appolt'sche Verkokungsofen,*) in demselben können in 24 Stunden 15,000 Kilogr. (etwa 80 pr. Tonn.) verkokt werden.

Von eigenthümlicher Construction ist der Kokesofen von Dubochet,**) in welchem die Verkokung ebenfalls unter Benutzung der entweichenden Gase vor sich geht. Dieser Ofen besteht aus dem Destillirofen und dem Abkühlungsofen, die Sohlen beider Oefen liegen in einer stetigen geneigten Kreiscurve, welche am obern Ende des Destillirofens 52°, am untern Ende des Abkühlungsofens 30° gegen den Horizont ansteigt. Die untere Oeffnung des Destillirofens wird durch eine kreisförmig gebogene gusseiserne Thür verschlossen, welche mit feuerfesten Steinen verkleidet ist. Ein Ofen fasst 108 Ctr. Steinkohlen, welche in nicht ganz 3 Tagen verkokt sind. Nach beendigter Verkokung wird mittelst eines Krahnes die untere Thür des Destillationsofens aufgezogen, so dass die Kokes mit einem Male in den Abkühlungsofen hinabrutschen.

Bei der Verkokung der Steinkohlen hat man mehrfach Versuche gemacht, sowohl den für den Eisenhohofenprocess schädlichen Schwefelgehalt der Kokes möglichst zu entfernen, als auch die Uebelstände zu vermindern, welche ein bedeutender Aschegehalt der Kokes bei ihrer technischen Anwendung mit sich führt.

Ueber die Entschwefelung der Kokes hat Scheerer Versuche mitgetheilt.***) Man liess vor dem Ausziehen der Kokes gepresste Wasserdämpfe in den Kokesofen einströmen und dieselben einige Zeit lang auf die glühenden Kokes einwirken. Die chemische Untersuchung ergab den Schwefelgehalt der

*) Brg. u. h. Ztg. 1856. Nr. 45 u. folg.

**) Brg. u. h. Ztg. 1856. Nr. 46.

***) Brg. u. h. Ztg. 1854. S. 239.

Kokes vor der Behandlung mit Wasserdämpfen zu 0,71 Proc., der der entschwefelten aber zu 0,28 Proc., so dass hierdurch eine Verminderung des Schwefelgehalts von beinahe 60 Proc. erreicht wurde. Scheerer empfiehlt bei derartigen Versuchen Folgendes zur Berücksichtigung: 1) die möglichste Durchdringung der porösen glühenden Kokesmasse von den Wasserdämpfen, und 2) die jedesmal nur kurze aber mehrmals wiederholte Einwirkung der letztern, so dass ihre abkühlende und löschende Wirkung durch neuen Luftzutritt wieder gehoben wird. In England hat man eine Reinigung der Steinkohle von Schwefel durch einen Zusatz von Kochsalz beim Verkoken zu erlangen gesucht.**) Steinkohlen mit sehr kieselreicher Schlacke hat man in Oefen mit geschlossenen Rosten verkokt, um ein Abfliessen der Schlacken zu bewirken, auch sind wohl dergleichen Kohlen im gehörig zerkleinten Zustande mit Kalkstein oder Flussspathpulver gemengt und so verkokt worden, um eine sehr leichtflüssige Schlacke zu erhalten.

## VIII. Von den gasförmigen Brennmaterialien.

Die Benutzung der aus der Gicht der Eisenhohöfen entweichenden Gase zu hüttenmännischen Zwecken versuchte zuerst im Jahre 1814 Aubertot, nachdem derselbe bereits früher die Gichtflamme zu ähnlichen Zwecken verwendet hatte. Im Jahre 1830 wurden auf der Halsbrücker Hütte bei Freiberg Versuche über das Abtreiben von Werkblei mittelst der Flamme von Steinkohlengas angestellt, es gelang indess erst zu Anfang des vorigen Jahrzehntes dem würtembergischen Bergrath Faber du Faur durch die erfolgreiche Anwendung der aus einem Eisenhohofen entweichenden Gase zum Frischen des Eisens die allgemeine Aufmerksamkeit der Metallurgen auf diesen wichtigen Gegenstand zu ziehen, so dass derselbe seitdem Veranlassung zu zahlreichen Versuchen und den interessantesten Forschungen gegeben hat.

Die brennbaren Gase, von denen zuerst hauptsächlich Anwendung gemacht wurde, waren diejenigen, welche man von der Gicht der Eisenhohöfen wegleitete; diesen Gichtgasen

*) Brg. u. h. Ztg. 1853. S. 149, 235.

ist indess aus mehrerlei Gründen nur eine beschränkte Anwendung geblieben, weit wichtiger sind dafür die in besonders dazu construirten Oefen (Generatoren) erzeugten Generatorgase geworden, wozu die verschiedenartigsten festen Brennmaterialien benutzt werden können.

Gichtgase. Dieselben bestehen aus einem Gemenge von brennbaren und unverbrennbaren Gasen, erstere sind besonders Kohlenoxyd, Wasserstoff, Kohlenwasserstoff, letztere Kohlensäure und Stickstoff. In welchen Verhältnissen zu einander diese Gase in dem Gemenge auftreten, diess hängt im Allgemeinen von der Beschaffenheit des zur Anwendung kommenden Brennmaterials, Temperatur und Compression der in den Ofen strömenden Luft und von der Höhe ab, in welcher die Ableitung der Gase aus dem Ofen geschieht. Nach den hierüber gemachten Erfahrungen kann diese Ableitung bei den Eisenhohöfen, welche hierbei hauptsächlich in Betracht kommen, ohne Nachtheil für den Schmelzprocess bei ungefähr zwei Dritttheilen der Schachthöhe über der Form erfolgen.

Wir besitzen durch die schätzbaren Untersuchungen von Bunsen, Playfair, Ebelmen, Scheerer und Langberg genaue Kenntniss von der Zusammensetzung der Gichtgase der Eisenhohöfen und zwar

1) der Holzkohlengichtgase der Hohöfen zu Veckerhagen nach Bunsen, Pogg. Ann. Bd. 46 S. 193; zu Clerval nach Ebelmen, Ann. des mines III. sér. t. 20 p. 359 und zu Bärum nach Scheerer und Langberg, Pogg. Ann. Bd. 60 S. 489.

2) der Gichtgase aus einem Gemenge von Holzkohlen und lufttrocknem Hölze zu Audincourt nach Ebelmen, Ann. des mines III. sér. t. 20 p. 359.

3) der Kokesgichtgase zu Vienne Pont l'Evêque nach Ebelmen, Ann. des mines IV. sér. t. 5 p. 3.

4) der Steinkohlengichtgase des Eisenhohofens zu Alferton nach Bunsen und Playfair, Erdm. Journ. f. prakt. Chemie XLII, 145.

Es stellt sich nach Scheerer die durch diese Untersuchungen erhaltene Zusammensetzung derjenigen Gichtgase, welche bei der Anwendung als Brennmaterial hauptsächlich in Betracht kommen, dem Gewichte nach folgendermassen heraus:

Gichtgase aus:

| | Holzkohlen. A | Holzkohlen. B | Kokes. | Steinkohlen. |
|---|---|---|---|---|
| Stickstoff . . . | 63,4 | 59,7 | 64,4 | 56,3 |
| Kohlensäure . . | 5,9 | 19,4 | 0,9 | 15,2 |
| Kohlenoxyd . . | 29,6 | 20,2 | 34,6 | 21,5 |
| Kohlenwasserstoff | 1,0 | 0,3 | — | 4,2 |
| Wasserstoff . . | 0,1 | 0,4 | 0,1 | 1,0 |
| Oelbildendes Gas . | — | — | — | 1,8 |
| | 100,0 | 100,0 | 100,0 | 100,0 |

Daraus berechnen sich folgende Wärmeeffecte:

| | Wärmeeffect absolut. | specif. | pyrometr. |
|---|---|---|---|
| Holzkohlengas A | 0,081 | 0,000105 | 1250° C. |
| Holzkohlengas B | 0,060 | 0,000078 | 1075° - |
| Kokesgas | 0,077 | 0,000100 | 1275° - |
| Steinkohlengas | 0,162 | 0,000211 | 1475° - |

Ausser den Gichtgasen der Eisenhohöfen sind die Holzkohlengichtgase der Eisenfrischheerde zu Audincourt von Ebelmen (Ann. d. min. IV. sér. t. 3 p. 167) untersucht worden, ferner die Gichtgase aus den Mannsfelder Hohöfen zum Kupferschieferschmelzen und zwar:

von Holzkohlen, Bunsen, Pogg. Ann. Bd. 50 S. 81., und Heine, Brgwfrd. Bd. 5 S. 209 und Bd. 6 S. 513.,

von Kokes, dieselben a. a. O.,

von Kokes-Holzkohlen, dieselben a. a. O.,

von Kokes-Steinkohlen, Heine, Brgwfrd. Bd. 7 S. 545.,

von Holz derselbe a. a. O.,

ferner die Gichtgase eines russischen Kupferschmelzofens, Schubin in Brg. u. h. Ztg. V. S. 569,

sowie endlich

die Gichtgase der Freiberger Rohöfen, Kersten in Brg. u. h. Ztg. III. 137.

Es haben indess die Untersuchungen dieser aus Heerdöfen sowie wenigstens aus den Mannsfelder Kupfer- und Freiberger Rohöfen entweichenden Gase gezeigt, dass letztere wegen ihres geringen Wärmeeffectes sich weniger zu einer Benutzung eignen, als die Gase der Eisenhohöfen. Obgleich nun die Benutzung der letztern anfänglich bedeutende Vortheile

in Aussicht zu stellen schien, so sind dieselben trotz der deshalb ausgeführten zahlreichen Versuche doch nicht erreicht worden, da man überall die Erfahrung machte, dass ohne Beeinträchtigung des guten Ganges des Hohofenprocesses, für welchen diese Gase von entschiedener Wichtigkeit sind, eine Ableitung grösserer Mengen von ihnen, wie sie zu den meisten Zwecken erforderlich, nicht möglich war. Man hat dafür der Benutzung der Gichtflamme dieser Oefen seine Aufmerksamkeit zugewendet, und macht davon einen sehr mannichfachen Gebrauch, indem sie zum Puddeln, zum Ziegel- und Kalkbrennen, zur Röstung der Eisenerze, zum Darren und Verkohlen des Holzes, zum Erhitzen der Gebläseluft, zur Heizung von Dampfmaschinenkesseln etc. verwendet wird. Auch von der Gichtflamme der Kupolöfen und Eisenfrischheerde macht man mit Vortheil Gebrauch und benutzt sie zu ähnlichen Zwecken.

In Russland bedient man sich der Gase der Kupferschmelzöfen zum Gaarmachen des Kupfers in Spleissöfen (Brg. u. h. Ztg. V, S. 569).

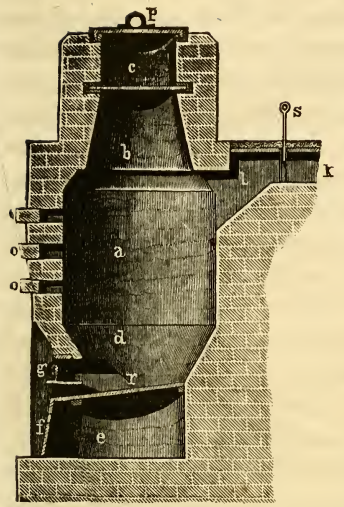
Von Rienecker ist die Bleioxyd mit sich führende Flamme der Treibeheerde zum Brennen und Glasiren von Thonsteinen verwendet worden.*)

Generatorgase. Zur Darstellung derselben werden gewöhnlich nur feste Brennmaterialien verwendet, welche sich wegen ihrer weniger guten Beschaffenheit zu den gewöhnlichen Feuerungen nicht eignen, wie z. B. Holz- und Braunkohlenklein, Torf, Holzabfälle. Man verbrennt sie zu dem Zwecke der Gaserzeugung in den sogenannten Generatoren in über einander gehäuftem Zustande durch einen Luftstrom nur so weit, dass die entweichenden Gase möglichst reich an Kohlenoxydgas sind. Je nachdem dieser Luftstrom ein natürlicher ist oder Gebläseluft angewendet wird, kann man Zuggeneratoren und Gebläsegeneratoren unterscheiden. Ein Zuggenerator der zweckmässigsten Construction ist von Bischoff in Mägdesprung angegeben worden**) und in beistehender Fig. 20 abgebildet. Der Schacht des Ofens, in welchem das Gas er-

*) Brgwfrd. XI, S. 617.

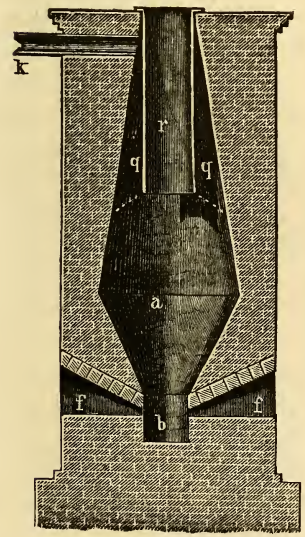
**) Bischoff, die indirecte, aber höchste Nutzung der rohen Brennmaterialien. II. Aufl. Quedlinburg, 1856.

Fig. 20.



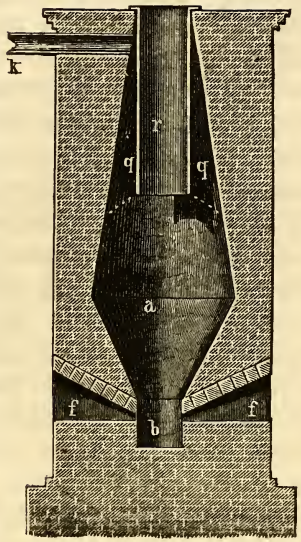

zeugt wird, besteht aus den Theilen *a*, *b* und *d*; *r* ist der schiefliegende Rost, *g* eine eiserne Vorsetzthür, durch welche die dort in den Ofen führende Oeffnung für gewöhnlich völlig verschlossen ist, *e* der Aschenfall, *f* eine denselben verschliessende eiserne Platte mit mehreren Oeffnungen zur Regulirung des Luftzugs versehen. Die drei Oeffnungen *o*, *o*, *o* dienen zur Beobachtung des Innern des Ofens und können mit Steinen zugesetzt werden. *c* ist ein Raum über dem Schachte, zur Aufnahme desjenigen Quantums Brennmaterial bestimmt, welches jedesmal aufgegeben wird. Dieser Raum ist durch einen Schieber vom Schacht getrennt. Man verhindert durch diese Einrichtung ein Entweichen von Gasen beim Oeffnen des Deckels *p*, welcher die obere Mündung des Ofens verschliesst. Die im Ofen entwickelten Gase treten durch den Fuchs *e* in den Kanal *k*; zur Regulirung der Ausströmung der Gase ist hier der Schieber *s* angebracht.

Fig. 21.




Ein Gebläsegenerator, wie Ebelmen vorgeschlagen, ist in Fig. 21 abgebildet. Das Brennmaterial wird hier durch einen in den Schachtraum *a* ragenden, gusseisernen Cylinder *r* in den Ofen gebracht. Besteht das Brennmamaterial aus grossen Stücken, so wird dieser Cylinder mit einem Deckel bedeckt. In dem untern Theil *b* des Ofens tritt durch 2

Fig. 21.




Formen, welche in den Räumen *f* liegen, der Wind ein. Das Brennmaterial, welches bei Anwendung derartiger Generatoren aus sehr kleinen Stücken bestehen kann, füllt den Schacht bis zu den am Ende des Cylinders angegebenen punktirten Linien, so dass zwischen den Ofenwänden und dem Cylinder ein ungefüllter Raum *q* bleibt, in welchem sich die erzeugten Gase ansammeln und durch die Röhre *k* austreten.

Durch die Praxis erprobte Constructionen von Gasgeneratoren, in welchen aus den verschiedenartigsten Brennmaterialien brennbare Gase erzeugt werden können, sind ferner von Thoma in der Brg. u. h. Ztg. 1851 S. 1 und folg. veröffentlicht worden.

Nach Scheerer ist nun die mittlere Zusammensetzung der aus gleichem Brennmaterial aber in verschiedenartigen Generatoren erzeugten Gase dem Gewichte nach folgende:

| | Holzkohle. | Holz. 1 | Holz. 2 | Torf. | Kokes. |
|---|---|---|---|---|---|
| Stickstoff . . | 64,9 | 53,2 | 55,5 | 63,1 | 64,8 |
| Kohlensäure . | 0,8 | 11,6 | 22,0 | 14,0 | 1,3 |
| Kohlenoxyd . | 34,1 | 34,5 | 21,2 | 22,4 | 33,8 |
| Wasserstoff . | 0,2 | 0,7 | 1,3 | 0,5 | 0,1 |
| | 100,0 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | 100,0 |

sowie die Wärmeeffecte

| | Wärmeeffect. absolut. | specif. | pyrometr. |
|---|---|---|---|
| Holskohlengas | 0,079 | 0,000103 | 1260° C. |
| Holzgas 1 | 0,095 | 0,000124 | 1325° - |
| Holzgas 2 . . | 0,084 | 0,000109 | 1165° - |
| Torfgas . . . | 0,063 | 0,000082 | 1070° - |
| Kokesgas . . . | 0,075 | 0,000098 | 1240° - |

Die Anwendung von Gebläsegeneratoren gestattet die Erzeugung bedeutenderer Quantitäten Gas von zugleich grösserer Ausströmungs-Geschwindigkeit, als man bei den Zuggeneratoren erlangen kann, auch können die in ersteren erzeugten Gase in niederwärts gehenden Röhren fortgeführt werden, während diess bei den Zuggeneratoren wegen des schwächern Zuges nicht ausführbar ist. Dagegen zeigen sich bei den Gebläsegeneratoren auch besondere Schwierigkeiten und zwar sintert die Asche des Brennmaterials gewöhnlich zusammen, wodurch eine Schwächung des Zugs und unregelmässige Vertheilung des Luftstroms eintritt, in Folge dessen wohl Explosionen entstehen. Man hat zur Vermeidung dieser Uebelstände dem Brennmaterial einen die Asche desselben verschlackenden Zuschlag hinzugefügt und den Wind durch mehrere in einiger Entfernung über der Ofensohle im Kreise liegende Oeffnungen in den Ofen eintreten lassen. Ferner werden in den Gebläsegeneratoren leicht pulverförmige Theile des Brennmaterials in die Gasleitungsröhren mit fortgerissen; um diess zu verhindern, hat man zwar vorher Sammlungsräume angebracht, diese haben aber wiederum den Nachtheil, dass die Wirkung der Gase durch den verlängerten Weg geschwächt wird.

Trotz der erwähnten Schwierigkeiten hat man diesen wichtigen Gegenstand, die Erzeugung brennbarer Gase aus sonst nutzlosen oder doch wenig nutzbarem Brennmaterial, an vielen Orten unermüdlich verfolgt und auch mehrfach günstige Resultate damit erzielt. Eine Zusammenstellung von in dieser Beziehung gemachten zahlreichen Versuchen und Fortschritten nebst Literatur des Gegenstandes findet sich in dem Werke: Einführung, Fortschritte und Jetztstand der metallurgischen Gasfeuerung im Kaiserthum Oestreich, von Dr. C. Zerenner, 1856, sowie in C. Hartmann, Ueber den Eisen-, Kupfer-, Zink- und Bleihüttenbetrieb mit brennbaren Gasen. I., II. und III. Heft, 1844, 45 und 50.

# III. Abschnitt.

## Von den Hüttenprocessen.

Unter Hüttenprocessen versteht man die chemischen Operationen im Grossen, durch welche Erze oder schon erzeugte Hüttenproducte mit Inbegriff der Vor- und Nacharbeiten zu Gute gemacht werden. Zur Betreibung dieser Processe bedarf man verschiedener Hülfsmittel, welche man in chemische und mechanische eintheilen kann. Zu den erstern rechnet man diejenigen, durch deren Einwirkung eine chemische Veränderung in den zu Gute zu machenden Erzen und Producten hervorgebracht wird; es gehören dahin Brennmaterial, Luft, Wasser, Chlor, Zuschläge verschiedener Art etc. Zu den mechanischen Hülfsmitteln gehören die verschiedenen Arten von Oefen, die Gebläse, das Gezähe, sowie die verschiedenen Apparate zur mechanischen Zertheilung der Hüttenproducte und Zuschläge. Wie die chemische Einwirkung zweier oder mehrerer Körper auf einander überhaupt nur dadurch erreicht werden kann, dass dieselben in einem passenden Agregatzustand und zwar entweder dem tropfbar flüssigen oder dem gasförmigen sich befinden, so müssen auch die zu verarbeitenden Erze oder Producte in einen dieser Zustände versetzt werden und zwar schmelzt man sie entweder bei erhöhter Temperatur oder behandelt sie mit wässrigen Flüssigkeiten, wodurch im ersten Falle die Verarbeitung auf trocknem Wege, im andern Falle die auf nassem Wege entsteht. Man vermag indess, wie die Erfahrung lehrt, chemische Veränderungen in den Erzen schon hervorzubringen, wenn man sie in festem, gehörig vorbereitetem Zustande der Einwirkung gewisser Flüssigkeiten oder Gasarten aussetzt.

### A. Hüttenprocesse auf trocknem Wege.

#### 1) Röstung. *)

Unter Rösten, Brennen, Zubrennen versteht man das Behandeln bergmännisch gewonnener und nach Befinden im

*) S. Plattner, die metallurg. Röstprocesse. Freiberg, 1856.

Grossen aufbereiteter Erze, sowie mancher bereits auf metallurgischem Wege aus Erzen erzeugter, aus Schwefel- und Arsenmetallen bestehenden Producte in einer erhöhten Temperatur. Man beabsichtigt damit in den betreffenden Erzen und Hüttenproducten durch Einwirkung von entweder reiner oder mit Chlorgas, Wasserdampf etc. gemengter atmosphärischer Luft oder durch reducirend wirkende Gase, gewisse chemische Veränderungen hervorzubringen, wie sie von der darauf folgenden Verarbeitung verlangt werden.

Man kann nun bezüglich des Zwecks der Röstung Folgendes unterscheiden:

1) Beabsichtigt man bei Gegenwart von Metallen welche, an brennbare Körper gebunden sind, die Metalle zu ‚oxydiren dabei entweder freie Oxyde oder zum Theil Verbindungen von Oxyden mit Säuren zu bilden und den Ueberschuss an Schwefel, Arsen etc. entweder in Dampfform oder in Verbindung mit Sauerstoff zu verflüchtigen; bestehen dagegen die zu behandelnden Substanzen aus Verbindungen von Metallen mit Sauerstoff, also aus Oxyden, so sucht man dieselben bisweilen noch mit mehr Sauerstoff zu verbinden, d. h. sie auf eine höhere Oxydationsstufe zu versetzen. Da dergleichen Resultate nur in dem Falle zu erlangen sind, wenn während der Zeit, als sich die betreffenden Substanzen in einer Temperatur befinden, in welcher ihre Bestandtheile geneigt sind, Sauerstoff aufzunehmen, der atmosphärischen Luft freier Zutritt gestattet wird, so nennt man ein derartiges Rösten ein oxydirendes Rösten.

2) Sucht man bisweilen bei einer oxydirenden Röstung fein zertheilter Substanzen die sich bildenden schwefelsauren und arsensauren Metalloxyde zu zerlegen und so weit als möglich in freie Oxyde umzuändern. Da diess nun durch verstärkte Hitze entweder nicht möglich oder mit Nachtheilen verbunden ist, so setzt man fein zertheilte Kohle oder andere an Kohlenstoff und Wasserstoff reiche Substanzen zu, verhindert eine Zeit lang den Luftzutritt und bewirkt dadurch eine Reduction der Schwefelsäure zu schwefeliger Säure und der Arsensäure zu Arsensuboxyd und metallischen Arsen — also eine Zersetzung der schwefelsauren und arsensauren Metalloxyde und eine Entfernung der dabei flüchtig werdenden Bestandtheile. Während die reducirten Stoffe sich verflüchtigen, entwickelt

sich Kohlenoxydgas und Kohlensäure, und die Metalloxyde bleiben im freien Zustande, manche auf niedrigerer Oxydationsstufe, zurück. Ein solches Rösten nennt man ein reducirendes Rösten. Gestattet man hierauf der atmosphärischen Luft wieder freien Zutritt, so verbrennt die übriggebliebene Kohle zu Kohlensäure, und manche Metalloxyde, die auf eine niedrige Oxydationsstufe zurückgeführt wurden, nehmen wieder Sauerstoff auf.

3) Geschieht die Röstung, um durch zweckentsprechende Zuschläge gewisse Verbindungen der Metalle mit andern Körpern zu erzeugen. Wenn man bei einer Röstung, die zum Zweck hat, alle Schwefel- und Arsenmetalle zu oxydiren und zu zerlegen, sich noch besonderer Zuschläge bedient, wie z. B. beim Rösten der durch Amalgamation zu entsilbernden Erze, und der durch Extraction zu entsilbernden Hüttenproducte, wobei ein Zuschlag von Kochsalz und nach Befinden auch entwässerter Eisenvitriol angewendet wird, so erfolgen chemische Zersetzungen; es bilden sich neue Verbindungen, und zwar neben schwefelsaurem Natron verschiedene Chlormetalle, welche letztere mehr oder weniger flüchtig sind. Ein solches Rösten wird ein chlorirendes Rösten genannt.

4) Bezweckt man durch die Röstung eine vollständige Verflüchtigung der in erhöhter Temperatur flüchtig werdenden Bestandtheile der Erze, wie namentlich der Kohlensäure und des Hydratwassers, auch in manchen Fällen der an Metalloxyde gebundenen Schwefelsäure. Man nennt ein solches Rösten ein verflüchtigendes Rösten. Wenn nun bei einem oxydirenden, reducirenden und chlorirenden Rösten ebenfalls öfters die Absicht vorliegt, gewisse Bestandtheile der zu röstenden Substanz zu verflüchtigen, so kann bei einem verflüchtigenden Rösten, wo es auf eine möglichst vollständige Abscheidung gewisser Bestandtheile durch Verflüchtigung abgesehen ist, auch unterschieden werden: a) oxydirend verflüchtigendes Rösten, b) reducirend verflüchtigendes Rösten, c) chlorirend verflüchtigendes Rösten und d) einfach verflüchtigendes Rösten. Endlich

5) bezweckt man durch die Röstung gewisser Erze, z. B. mancher in grossen Massen auf Lagerstätten gewonnenen Eisenerze und Zinnzwitter den festen Zusammenhang ihrer

einzelnen Theile zu vermindern, um sie dann leichter zerkleinern zu können. Da dieser Zweck, sobald er nicht zugleich mit einer chemischen Veränderung eingemengter Schwefelmetalle etc. verbunden ist, durch blosse Hitze ohne Einwirkung von Sauerstoff oder eines andern Körpers erreicht werden kann, so ist eine solche Behandlung weniger als ein wirkliches Rösten, sondern vielmehr als ein einfaches Brennen zu betrachten.

Bei der ungemeinen Wichtigkeit, welche die Röstprocesse für den Hüttenmann haben, muss es für denselben von Interesse sein, das Verhalten der am häufigsten in den zu röstenden Erzen und Producten vorkommenden Verbindungen hierbei zu kennen, weshalb im Nachstehenden das Hauptsächlichste von dem, was über dieses Verhalten bekannt ist, mitgetheilt werden soll.

Einfach-Schwefeleisen, Fe S. Dieses Schwefelmetall, welches häufig einen wesentlichen Bestandtheil der bei verschiedenen Processen fallenden Steine ausmacht, verwandelt sich im fein zertheilten Zustand bei der Röstung zuerst in schweflige Säure und Eisenoxydul, beide Producte erleiden aber sofort wieder eine Veränderung, indem die schweflige Säure durch Berührung mit dem gebildeten Eisenoxydul, auf Kosten der atmosphärischen Luft, mehr oder weniger vollständig in Schwefelsäure und das Eisenoxydul grösstentheils in Oxyd-Oxydul umgeändert wird; in dem Maasse, als sich Schwefelsäure bildet, wirkt dieselbe jedoch auf das Eisenoxydoxydul oxydirend ein und verwandelt dasselbe, unter Entwickelung von schwefliger Säure, in Eisenoxyd, während zugleich der unverändert gebliebene Theil des Eisenoxyduls sich mit einer entsprechenden Menge der sich bildenden Schwefelsäure zu schwefelsaurem Eisenoxydul verbindet. Diese Verbindung wird schon bei eintretender Rothglühhitze zersetzt, indem sich schwefelsaures Eisenoxyd und schweflige Säure bilden ($2\,(Fe\,O, SO^3)$ zerfallen in $Fe^2\,O^3, SO^3 + SO^2$). Wird hierauf die Temperatur noch mehr gesteigert, so wird das einfach schwefelsaure Eisenoxyd durch Abgabe seiner Schwefelsäure nach und nach in freies Eisenoxyd umgeändert. Die dampfförmig aufsteigende Schwefelsäure wirkt auf etwa noch

unoxydirte Schwefeleisentheile oder vorhandenes Eisenoxydoxydul oxydirend ein, ändert sich dabei in schweflige Säure um und entweicht entweder als solche oder wird, wenn sie noch in Berührung mit der in der Röstung begriffenen Substanz wieder mit atmosphärischer Luft zusammenkommt, aber mals in Schwefelsäure umgeändert, so dass sie ebenfalls wieder oxydirend wirken kann. Die völlige Umänderung des an Schwefel gebundenen Eisens in Eisenoxyd geschieht daher bei der Röstung nicht direct durch den Sauerstoff der atmosphärischen Luft, sondern indirect durch die sich bei diesem Processe bildende Schwefelsäure.

Steht das Schwefeleisen auf einer hohen Schwefelungsstufe wie namentlich der Schwefel- oder Eisenkies, $Fe S^2$, so entweicht während der Röstung ein Theil des Schwefels dampfförmig und verbrennt in Berührung mit atmosphärischer Luft zu schwefliger Säure. Da in Folge der grössern Menge von Schwefel mehr Wärme frei wird, als bei dem Einfach-Schwefeleisen, so bildet sich auch mehr Schwefelsäure, die stark oxydirend auf das nebenbei entstehende Eisenoxydoxydul einwirkt; auch verändert sich die im Anfange der Röstung entstehende geringe Menge schwefelsauren Eisenoxyduls viel rascher in einfach schwefelsaures Eisenoxyd und dieses wieder in viel kürzerer Zeit in freies Eisenoxyd als bei der Röstung eines auf einer niedrigen Schwefelungsstufe stehenden Schwefeleisens, wie z. B. der beim Verschmelzen silberarmer kiesiger Erze im Grossen entstehende Rohstein, welcher hauptsächlich aus $Fe^2 S + Fe S$ besteht.

Halb-Schwefelkupfer, $Cu^2 S$, verwandelt sich im fein zertheilten Zustande, bei vorsichtigem Erhitzen bis nahe zum Glühen und öfterem Umrühren anfangs in schweflige Säure und Kupferoxydul. Erstere ändert sich durch Contact auf Kosten der atmosphärischen Luft zum Theil in Schwefelsäure um und wirkt mit dem Sauerstoff eines andern Theiles der Luft auf das Kupferoxydul, sowie wahrscheinlich auf etwa noch unverändert vorhandenes Schwefelkupfer oxydirend ein, wobei sie einen Theil des Kupferoxyduls in schwefelsaures Kupferoxyd, sich selbst aber zum Theil wieder in schweflige Säure verwandelt. Dieser Process dauert so lange fort, als noch unzersetztes Schwefelkupfer in merklicher Menge vorhanden

ist; nimmt dieses aber so weit ab, dass alle frei werdende schweflige Säure sich in Schwefelsäure umändern und in Gemeinschaft mit der Luft oxydirend wirken kann, so ändert sich noch ein merklicher Theil des vorhandenen Kupferoxyduls in freies und schwefelsaures Kupferoxyd um. So lange als noch schweflige Säure in merklicher Menge gebildet wird, kann nicht alles Kupferoxydul in Kupferoxyd übergehen, weil die Schwefelsäure sich auf Kosten des Kupferoxydes in schweflige Säure umändert. Das während der Röstung entstandene schwefelsaure Kupferoxyd wird erst bei höherer Temperatur unter Abgabe seiner Schwefelsäure in freies Kupferoxyd verwandelt. Da sich nun in dieser Zeit noch ziemlich viel Kupferoxydul in dem Röstproducte befindet, so wird dieses gleichzeitig durch einen Theil der frei werdenden Schwefelsäure in Gemeinschaft des Sauerstoffs der Luft mit in Kupferoxyd umgeändert.

Reines Halbschwefelkupfer wird im Grossen selten der Röstung unterworfen; in der Regel hat man es mit Verbindungen von verschiedenen Schwefelmetallen zu thun; ein derartiges Product ist der Kupferstein, in der Hauptsache eine Verbindung von $Cu^2S$ und FeS. Derselbe verwandelt sich bei allmählicher Röstung unter Entwickelung von schwefliger Säure anfangs zum Theil in Kupferoxydul, Eisenoxyd und schwefelsaures Eisenoxydul, hierauf aber, wenn die Schwefelmetalltheile unter fortwährendem Umrühren grösstentheils oxydirt sind und bei zunehmender Temperatur eine Zerlegung des schwefelsauren Eisenoxyduls stattfindet, in freies Kupferoxyd und Eisenoxyd, sowie in schwefelsaures Kupfer- und Eisenoxyd, endlich werden bei fortgesetzter Röstung auch die schwefelsauren Metalloxyde des Kupfers und Eisens, ersteres jedoch nur bei sehr starker Rothglühhitze in freie Oxyde umgeändert.

Schwefelblei (Bleiglanz), PbS, in fein gepochtem Zustande bei Zutritt von atmosphärischer Luft bis zum schwachen Rothglühen erhitzt, entwickelt schweflige Säure und verwandelt sich bei fortdauernder schwacher Rothgluth langsam in freies und schwefelsaures Bleioxyd. Eine höhere Temperatur, die jedoch noch nicht so hoch ist, dass eine Sinterung oder Schmelzung des freien Bleioxydes eintreten könnte, bringt

weiter keine Veränderung hervor, weil das vorhandene schwefelsaure Bleioxyd nicht in freies Bleioxyd umgeändert werden kann. Ist das Schwefelblei mit andern Schwefelmetallen, die bei ihrer Röstung viel schweflige Säure entwickeln, z. B. Schwefeleisen gemengt, so wird mehr Schwefelsäure und mithin auch mehr schwefelsaures Bleioxyd gebildet.*)

Schwefelzink, Zn S, lässt sich selbst in pulverförmigem Zustande schwierig rösten und bedarf zur vollständigen Oxydation eine fortwährende mässige Rothglühhitze und ziemlich starken Luftzug. Es bildet sich dabei schweflige Säure, freies Zinkoxyd und mehr oder weniger schwefelsaures Zinkoxyd (neutrales und basisches). Wird während der Röstung die Temperatur ziemlich hoch erhalten, so bildet sich wenig neutrales schwefelsaures Zinkoxyd, auch wird das bei niedrigerer Temperatur sich in reichlicher Menge bildende neutrale schwefelsaure Zinkoxyd in höherer Temperatur zum grössten Theil, unter Entwickelung von schwefliger Säure, Sauerstoff und Schwefelsäure in basisch schwefelsaures Zinkoxyd zerlegt, dieses aber nur erst bei Weissglühhitze in freies Zinkoxyd umgeändert. Enthält das Schwefelzink mehr oder weniger Schwefeleisen, wie namentlich die schwarze Zinkblende, $FeS + 3ZnS$, so verwandelt sich dasselbe in freies Eisenoxyd.

Schwefelwismuth (Wismuthglanz), $Bi^2S^3$, verhält sich bei der Röstung ähnlich wie Schwefelblei, es entwickelt schweflige Säure und verwandelt sich in ein Gemenge von einfach schwefelsaurem Wismuthoxyd und freiem Wismuthoxyd.

Schwefelsilber (Glaserz), Ag S, verwandelt sich schon bei ganz mässiger Rothglühhitze in schweflige Säure und metallisches Silber. Ist Schwefelsilber in geringer Menge mit andern und zwar mit solchen Schwefelmetallen verbunden, welche die Eigenschaft haben, bei der Röstung schwefelsaure Metalloxyde zu bilden, die erst bei höherer Temperatur zerlegt werden, wie z. B. schwefelsaures Kupfer- und Zinkoxyd, so bildet sich stets etwas schwefelsaures Silberoxyd, welches erst bei höherer Temperatur zersetzt wird.

Schwefelquecksilber, Hg S, wird bei vorsichtiger

*) Plattner, die metallurg. Röstprocesse. Freiberg, 1856. S. 145.

Röstung in schweflige Säure und dampfförmig entweichendes Quecksilber zerlegt.

Schwefelmangan, $MnS^2$ und MnS, verwandelt sich bei mässigem Rothglühen, unter Zutritt von Luft, grösstentheils in schwefelsaures Manganoxydul und etwas Manganoxyd Oxydul, bei heftigem Glühen entwickelt ersteres schweflige Säure, Sauerstoff und wasserfreie Schwefelsäure und geht ebenfalls in Manganoxyd-Oxydul über.

Wenn Schwefelmetalle, die in ihrer Mischung Schwefelantimon enthalten, im pulverförmigen Zustand geröstet werden, so bilden sich neben freien Metalloxyden und schwefelsauren Metalloxyden auch antimonsaure Metalloxyde.

Arsennickel und Arsenkobalt verwandeln sich bei der Röstung in basisch arsensaures Nickel- und Kobaltoxydul.

Arseneisen bildet freies Eisenoxyd und basisch arsensaures Eisenoxyd, welches in der Glühhitze nicht zersetzt wird. Die Verbindung von Arseneisen mit Schwefeleisen, der Arsenkies verwandelt sich unter Entwicklung von schwefliger und arseniger Säure endlich in freies Eisenoxyd, welchem jedoch geringe Mengen von schwefelsaurem und arsensaurem Eisenoxyd beigemengt sind.

Versuche über die chemische Einwirkung von Wasserdämpfen auf verschiedene Schwefelmetalle in erhöhter Temperatur sind namentlich von Regnault,*) Cumenge,**) Patera***) gemacht worden, und es haben diese Versuche im Allgemeinen ergeben, dass Schwefelmetalle (die in erhöhter Temperatur kein Sublimat von Schwefel geben) im glühenden Zustande in Berührung mit Wasserdämpfen bei Abschluss von atmosphärischer Luft und den Verbrennungsproducten des Brennmaterials, langsam so zerlegt werden, dass der Schwefel des Schwefelmetalls sich mit einem Theile des Wasserstoffs im Wasserdampf zu Schwefelwasserstoff vereinigt und gasförmig frei wird und das Metall, wenn es die Eigenschaft hat, in der

*) Erdm., Journ. f. pr. Chemie. Bd. X, S. 129.

**) Ann. des mines, Sér. 5, tom. I, p. 425. Brg. u. h. Ztg. 1853, S. 561 u. ff.

***) Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanstalt. 5. Jahrg., Nr. 3, S. 611. Brg. u. h. Ztg. 1855, S. 131. Brgwfrd. Bd. XVIII, S. 295.

Glühhitze Sauerstoff aufzunehmen, sich mit dem ausgeschiedenen Sauerstoff des Wasserdampfes zu Oxyd verbindet. Steht das sich bildende Metalloxyd entweder auf einer höhern Oxydationsstufe oder reducirt es sich überhaupt leicht zu Metall, so wird es Sauerstoff an einen Theil des Schwefels des noch unzersetzten Schwefelmetalls abgeben, es wird schweflige Säure entstehen, die aber, wenn sie im gasförmigen Zustande mit Schwefelwasserstoffgas zusammen trifft, dasselbe zerlegt, so dass Wasser gebildet und Schwefel abgeschieden wird. Besitzt das an Schwefel gebundene Metall die Eigenschaft, das Wasser zu zerlegen, oder ist sein Oxyd, wie z. B. Eisen- und Kupferoxyd, geneigt, leicht Sauerstoff an Schwefel abzugeben, so bleibt es auf einer niedrigen Oxydationsstufe, wie z. B. als Eisenoxydul und Kupferoxydul zurück; und ist es gar nicht geneigt, in der Glühhitze Sauerstoff aufzunehmen oder solchen in grösserer Menge gebunden zu behalten, so bleibt es, wie z. B. das Silber, metallisch zurück. Sind die Schwefelmetalle sowohl als die sich bildenden Oxyde flüchtig, so entstehen Oxyd-Sulfurete, die sich entfernen, wie z. B. beim Schwefelantimon und Schwefelarsen. Ist hingegen bei der Zerlegung der Schwefelmetalle durch Wasserdämpfe der Zutritt der Luft sowie der gasförmigen Verbrennungsproducte des Brennmaterials nicht abgeschlossen, so wird auch gleichzeitig der Sauerstoff der Luft mit thätig sein, das gebildete Schwefelwasserstoffgas verbrennt, so wie der durch Sublimation frei werdende Schwefel, es bildet sich mehr schweflige Säure, die durch Contact zum Theil in Schwefelsäure umgewandelt wird, und die aus den Schwefelmetallen sich bildenden Oxyde werden nicht allein auf eine höhere Oxydationsstufe gebracht, sondern es können auch schwefelsaure Metalloxyde entstehen, die, wenn sie bei höherer Temperatur nur schwer oder gar nicht zerlegbar sind, theilweis oder ganz unverändert zurückbleiben. Je mehr also atmosphärische Luft neben Wasserdämpfen auf glühende Schwefelmetalle einzuwirken Gelegenheit hat, um so weniger wird eine möglichst vollständige Entfernung des Schwefels erreicht werden.

Wirkt Chlorgas bei der Röstung irgend eines Erzes oder Hüttenproductes auf fein zertheilte regulinische Metalle oder auf Schwefel- und Arsenmetalle, so bilden sich Chlormetalle

von verschiedener Zusammensetzung und verschiedenen Eigenschaften in Bezug auf ihr Verhalten in höherer Temperatur.

Eisen (in Verbindung mit Arsen oder Schwefel) verwandelt sich bei einer derartigen Röstung und wenn eine solche Verbindung in einem grossen Haufwerke vertheilt ist, gewöhnlich in Eisenchlorür, Fe Cl, selten sogleich in Eisenchlorid, $Fe^2 Cl^3$. Kommt aber mit ersterem atmosphärische Luft in Berührung, so ändert sich $^1/_3$ seines Eisengehaltes durch Aufnahme von Sauerstoff in Eisenoxyd um und es entsteht dampfförmig entweichendes Eisenchlorid. Enthält die Luft Feuchtigkeit oder kommt das flüchtige Eisenchlorid mit den Wassergas haltenden, heissen Verbrennungsproducten des Brennmaterials in Berührung, so entsteht durch gegenseitige Zersetzung Eisenoxyd und Chlorwasserstoffsäure.

Mangan (an Schwefel gebunden) verwandelt sich in Manganchlorür, Mn Cl, welches bei starker Rothglühhitze schmilzt, sich aber nicht verflüchtigt. Auf dieselbe Weise wie das Eisenchlorid wird auch das Manganchlorür in Manganoxyd-Oxydul und Chlorwasserstoffsäure zersetzt.

Kobalt (in Verbindung mit Arsen oder Schwefel) verwandelt sich in Chlorkobalt, Co Cl, welches unter ununterbrochenem Zutritt von Chlorgas sublimirbar ist. Es ändert sich ebenfalls unter den oben angegebenen Umständen in Kobaltoxyd-Oxydul und Chlorwasserstoffgas um.

Nickel (in Verbindung mit Arsen, Antimon oder Schwefel) verwandelt sich in Chlornickel, welches ebenfalls sublimirbar ist und sich in der angegebenen Weise in Nickeloxydul umändern kann.

Zink (in Verbindung mit Schwefel) verwandelt sich in Chlorzink, Zn Cl, welches noch unter der Glühhitze schmelzbar und bei Rothglühhitze sublimirbar ist. Bei Zutritt von wassergashaltenden Gasarten zersetzt es sich in Zinkoxyd und Chlorwasserstoffgas.

Blei, als Schwefelblei, verwandelt sich allmählich in Chlorblei, welches ziemlich leicht schmilzt und von welchem ein Theil bei Rothgluth und Zutritt von Luft verdampft, während ein anderer Theil unter Abgahe von Chlor sich in basisches Chlorblei, Pb Cl, Pb O, umändert, welches in der Glühhitze nicht flüchtig ist.

Wismuth (in Verbindung mit Schwefel) verwandelt sich in Chlorwismuth, $Bi^2 Cl^3$, welches sehr leicht schmelzbar ist und sich schon bei mässiger Hitze verflüchtigt, aber bei Zutritt von atmosphärischer Luft zum Theil in Wismuthoxyd-Chlorwismuth (basisches Chlorwismuth) $Bi^2 Cl^3$, $Bi^2 O^3$ und freies Chlor zerfällt; ist die Luft feucht, oder kommt das flüchtige Chlorwismuth mit Wassergas haltenden Verbrennungsproducten zusammen, so zersetzt es sich in das erwähnte Wismuthsalz und in Chlorwasserstoffsäure.

Kupfer (in Verbindung mit Schwefel) verwandelt sich theils in Kupferchlorür, $Cu^2 Cl$, theils in Kupferchlorid Cu Cl, je nachdem das Chlor in geringerer oder grösserer Menge und bei schwacher oder starker Hitze einwirkt. Beide Verbindungen sind leicht schmelzbar und zerstreuen sich bei Zutritt von Luft in Dämpfen. Bei stärkerer Hitze wird das Kupferchlorid in Kupferchlorür verwandelt. Wassergas oder Wasserdampf zersetzt beide Verbindungen, es bilden sich gasförmige Chlorwassserstoffsäure und Kupferoxydul oder Kupferoxyd. Ersteres ändert sich bei Zutritt von Luft leicht in Kupferoxyd um.

Silber (gediegen, oder in Verbindung mit Schwefel) ändert sich langsam in Chlorsilber um, welches sich zwar nur erst bei hoher Temperatur unzersetzt verflüchtigt, bei niederer Temperatur aber schon durch andere leicht zu verflüchtigende Chlormetalle, wenn dieselben dampfförmig damit in Berührung kommen, zur Verflüchtigung disponirt wird.

Gold (in gediegenem Zustande, sowie an andere Metalle gebunden) wird nur in höchst fein zertheiltem und blos erwärmtem Zustande in dreifach Chlorgold, $Au Cl^3$, verwandelt, welches sich schon weit unter der Glühhitze in Einfach Chlorgold, Au Cl, umändert und endlich bei stärkerem Erhitzen in metallisches Gold verwandelt wird, weshalb auch bei einer chlorirenden Röstung eines goldhaltigen Erzes oder Productes das sich wohl anfänglich bildende Chlorgold später wieder zersetzt wird.

Arsen und Antimon (in Verbindung mit andern Metallen oder Schwefel) verwandeln sich in Dreifach Chlorarsen, $As Cl^3$ und Dreifach Chlorantimon, $Sb Cl^3$, welche beide sehr flüchtig sind.

### 2) Schmelzung.

Unter Schmelzprocessen sind diejenigen hüttenmännischen Operationen zu verstehen, bei welchen Erze oder Hüttenproducte mit verschiedenen Zuschlägen durch eine künstlich erregte mehr oder weniger hohe Temperatur in einen tropfbar flüssigen Zustand versetzt werden, wobei sie chemisch auf einander einwirken, Zersetzungen erfolgen und neue Verbindungen gebildet werden, welche sich nach ihrem specifischen Gewichte von einander absondern.

Man unterscheidet nach den dabei vorgehenden chemischen Veränderungen folgende Arten der Schmelzung:

1) Oxydirende Schmelzung. Hat man es mit Verbindungen von Metallen unter sich oder mit andern Stoffen zu thun, die einen verschiedenen Verwandtschaftsgrad zum Sauerstoff besitzen, so schmilzt man eine solche Verbindung unter Einwirkung eines Sauerstoff gebenden Mittels und zwar entweder bei Anwendung von atmosphärischer Luft oder oxydirend wirkender Zuschläge. Die mit dem Sauerstoff näher verwandten Körper oxydiren und trennen sich entweder als flüssige Oxyde oder als Schlacke, oder entweichen in Gasform, während die weniger leicht oxydirbaren Metalle zurückbleiben. In den meisten Fällen dient die atmosphärische Luft als Oxydationsmittel, wie z. B. beim Abtreiben des Werkbleies, Feinbrennen des Blicksilbers, Raffiniren des Bleies, Frischen des Roheisens, Raffiniren von eisen- und kobalthaltiger Nickelspeise. Zuweilen benutzt man aber auch Oxydationsmittel anderer Art, z. B. Bleioxyd. Letzteres oxydirt vermöge seines Sauerstoffs die leicht oxydirbaren Metalle und schmilzt mit den gebildeten Oxyden zusammen. Reichte die angewandte Quantität Bleioxyd zur vollständigen Oxydation des leicht oxydirbaren Metalls nicht hin, so schmilzt dieser Theil desselben mit dem entstandenen Blei zusammen. Ebenso zersetzt Bleioxyd Schwefel- und Arsenmetalle, wenn es mit denselben in hinreichender Menge zusammengeschmolzen wird, es bilden sich schweflige und arsenige Säure, die sich verflüchtigen, und eine aus Blei und den betreffenden Metallen bestehende Legirung. Berthier hat über diesen Gegenstand zahlreiche

Versuche angestellt*) Endlich benutzt man wohl auch andere Verbindungen als Oxydationsmittel, wie schwefelsaures Eisenoxydul, schwefelsaures Kupferoxyd, Salpeter, kieselsaures Eisenoxydul etc.

2) Reducirende Schmelzung. Man beabsichtigt dabei durch Kohle oder andere reducirend wirkende Mittel, wie Kohlenoxyd-, Kohlenwasserstoff- und Wasserstoffgas verschiedenen natürlich vorkommenden Metalloxyden oder auch bei metallurgischen Processen fallenden Producten, die hauptsächlich aus Metalloxyden bestehen, ihren Sauerstoff zu entziehen und das Metall in seinen eigenthümlichen Zustand darzustellen (p. 20). Es gehört hierher z. B. das Verschmelzen der Eisensteine, des Zinnsteins, das Anfrischen der Glätte u. s. w.

3) Auflösende Schmelzung. Bei einem solchen Schmelzen sollen entweder sämmtliche in einer Beschickung enthaltenen Theile sich gegenseitig auflösen und zu einer neuen Verbindung zusammentreten (z. B. bei der Darstellung des Blaufarbenglases durch Zusammenschmelzen eines Gemenges von Quarz, Pottasche und geröstetem Kobalterze), oder es sollen zugesetzte auflösende Mittel aus der Erz- oder Productenmasse gewisse Bestandtheile extrahiren. Diese Auflösungsmittel sind besonders Kieselerde (Quarz) und kieselsaure Verbindungen (Schlacken), um Erden oder nach Befinden Metalloxyde aufzunehmen; ferner wendet man zu ähnlichem Zweck Alkali- und Erdensalze an, wie kohlensaures Kali und Natron, Borax, Flussspath, Kalk. Bei gewissen Processen werden auch Metalle und Metalloxyde und zwar namentlich Blei und Bleioxyd als auflösende Mittel benutzt. Blei zersetzt silber- und goldhaltige Schwefelmetalle und zwar namentlich Schwefeleisen und Schwefelkupfer in der Weise, dass sich silber- und goldhaltiges Blei und Schwefelblei bildet, während die genannten Schwefelmetalle fast gar nicht dadurch zerlegt werden. Auch aus silber- und goldhaltigem metallischem Kupfer werden beide edle Metalle durch Blei extrahirt. Endlich benutzt man wohl noch Schwefelmetalle als Auflösungsmittel bei metallurgischen Processen und zwar namentlich das

*) S. dessen Handbuch d. metallurg.-analyt. Chemie, übersetzt v. Kersten Leipzig, 1835. Th. I. S. 314 u. ff.

Schwefeleisen als Schwefelkies oder Magnetkies. Beim Zusammenschmelzen desselben mit erdenreichen Silbererzen nimmt das Schwefeleisen das Schwefelsilber in sich auf, während die erdigen Bestandtheile zu einer fast silberleeren Schlacke zusammenschmelzen.

4) Niederschlagende oder präcipitirende Schmelzung. Diese findet statt, wenn aus irgend einer geschmolzenen Verbindung durch einen hinzugebrachten Körper, das Präcipitationsmittel, ein Bestandtheil abgeschieden wird. Man versteht darunter hauptsächlich die Zersetzung von Schwefelmetallen durch Metalle, welche eine grössere Verwandtschaft zum Schwefel haben, und bedient sich in den meisten Fällen hierzu des Eisens (p. 21).

5) Das Umschmelzen. Ein blosses Umschmelzen geschieht, um den Metallen eine andere Form zu geben oder sie dabei auf die Weise zu trennen, dass sie sich nach dem specifischen Gewichte absetzen.

Man sucht nun gewöhnlich bei der Ausführung der Schmelzprocesse im Grossen mehrere Arten der Schmelzung zu vereinigen, um schneller zum Hauptzweck zu gelangen. So hat man z. B. bei der auf den Freiberger Hütten betriebenen Bleiarbeit den Zuschlag von geröstetem Rohstein als Niederschlagsmittel für das Blei zu betrachten, die in der gerösteten Erzbeschickung enthaltenen leicht reducirbaren Metalloxyde und Metalloxydsalze sowie die hinzugegebene Glätte sollen reducirt werden, das ausgeschiedene Blei ist als Auflösungsmittel für das in der Beschickung befindliche Silber da, und der Zusatz von Schlacken endlich soll die erdigen Beschickungstheile und zugleich einen Theil des oxydirten Eisens auflösen.

### 3) Sublimation und Destillation.

Mit beiden Processen bezweckt man die Trennung flüchtiger Körper von andern weniger flüchtigen oder feuerbeständigen in höherer Temperatur. Erhält man den verflüchtigten Körper sofort im festen Zustande, so nennt man den Process eine Sublimation; erhält man ihn dagegen im flüssigen Zustande oder war er wenigstens vor dem Erstarren flüssig, so hat man eine Destillation. Sind dergleichen flüchtige Substanzen mit weniger flüchtigen nur mechanisch gemengt, so

nennt man die Trennung eine einfache Sublimation oder Destillation (gediegen Arsen, Zinnober, Quecksilber); muss dagegen der verflüchtigte Stoff, weil er chemisch mit andern Stoffen verbunden ist, durch eine besondere Behandlung erst frei gemacht oder vielleicht gebildet werden, so hat man eine zusammengesetzte Sublimation oder Destillation. Ein Beispiel für den erstern Fall ist die Darstellung von Arsen aus einem Gemenge von arseniger Säure und Kohle, sowie die Darstellung von Schwefelarsen aus einem Gemenge von Schwefelkies und Arsenkies; für den zweiten Fall mag als Beispiel die Gewinnung des Zinks aus Galmei durch Zusatz von Kohle dienen, sowie die Gewinnung des Quecksilbers aus dem Zinnober, entweder bei Zutritt von atmosphärischer Luft oder durch Zusatz von Kalk.

#### 4) Saigerung und Krystallisation.

Beide Processe gründen sich auf die verschiedene Schmelzbarkeit von Bestandtheilen einer Verbindung. Bei der Saigerung erfolgt die Trennung dadurch, dass der leichtflüssige Bestandtheil durch eine allmählige Erhitzung sich von den strengflüssigen trennt, wie z. B. bei der Trennung des Wismuths und Schwefelantimons von beibrechenden Gangarten, bei der Trennung des silberhaltigen Bleies vom bleihaltigen Kupfer; bei der Krystallisation scheidet sich durch allmählige Abkühlung des geschmolzenen Gemenges ein Bestandtheil aus; hier ist hauptsächlich der von Pattinson angegebene Process zu erwähnen, bei welchem aus Blei von sehr geringem Silbergehalte silberreiches Blei dargestellt wird.

### B. Hüttenprocesse auf nassem Wege.

#### 1) Auflösung und Fällung.

Die Verarbeitung von Erzen und Hüttenproducten auf nassem Wege hat in neuerer Zeit in der Metallurgie mehr und mehr Eingang gefunden, da dergleichen Processe sich durch Einfachheit und schnelles Ausbringen der Metalle auszeichnen. Es gilt dies namentlich von der Gewinnung des Silbers durch

die Ziervogel'sche und Augustin'sche Methode, ferner von der Gewinnung des Cementkupfers, der Scheidnng des Goldes vom Silber, der Gewinnung des Goldes mittelst Chlor, der Gewinnung des Platins.

Bei der Ziervogel'schen Methode wird das durch oxydirende Röstung in schwefelsaures Silberoxyd übergeführte Silber mittelst Wasser aufgelöst und aus der Auflösung durch Kupfer gefällt; bei der Augustin'schen Methode wird das Silber durch eine chlorirende Röstung in Chlorsilber umgeändert, dieses durch Kochsalzlauge aufgelöst, und aus der Lösung durch Kupfer präcipitirt.

Cementkupfer wird entweder aus natürlich vorkommenden kupfervitriolhaltigen Wässern oder auch künstlich bereiteten Lösungen dieses Salzes dargestellt, indem man metallisches Eisen mit dieser Lösung zusammenbringt; unter Abscheidung von Kupfer bildet sich Eisenvitriol.

Bei der Scheidung des Silbers von Gold im Grossen bedient man sich als Auflösungsmittel für das Silber der Schwefelsäure, man erhält schwefelsaures Silberoxyd, während das Gold im metallischen Zustande zurückbleibt. Das Silber wird aus seiner verdünnten Lösung durch Kupfer gefällt.

Bei der Gewinnung des Goldes aus Erzen und Producten mittelst Chlor, werden diese, sobald sie keine durch Chlor zersetzbaren Verbindungen enthalten, in welchem Fall eine möglichst vollständige Röstung vorhergehen muss, entweder mit starkem Chlorwasser, welches das Gold als Chlorgold auflöst, behandelt, oder mit Chlorgas imprägnirt und das hierdurch gebildete Chlorgold hierauf ebenfalls durch Wasser gelöst. Die Lösung des Chlorgoldes wird entweder mit Eisenvitriollösung zersetzt, wodurch metallisches Gold in Pulverform ausfällt, oder man leitet Schwefelwasserstoffgas durch dieselbe, wodurch das Gold als Schwefelgold gefällt wird. Letzteres röstet man und schmilzt es hierauf mit geeigneten Zuschlägen.

Platinerze behandelt man zur Gewinnung des Platins mit Salpetersalzsäure, wodurch dasselbe nebst andern damit vorkommenden Metallen gelöst wird. Aus dieser Auflösung schlägt man dann das Platin durch Salmiaklösung als Platinsalmiak nieder; letztere Verbindung wird durch Glühen in metallisches Platin verwandelt.

Von Becquerel ist in neuerer Zeit eine Methode angegeben worden, um auf electrochemischem Wege Silber-, Blei- und Kupfererze zu Gute zu machen, welche indess noch keinen Eingang in die Praxis gefunden hat.

### 2) Amalgamation.

Durch die Amalgamation bezweckt man, Gold und Silber aus Erzen und Hüttenproducten mittelst Quecksilber auszuziehen. Die hierbei sich bildenden Verbindungen desselben mit den genannten Metallen, Amalgame genannt, werden durch eine einfache Destillation zersetzt, indem sich das Quecksilber in höherer Temperatur verflüchtigt und Silber und Gold metallisch zurückbleiben. Fein zertheilte Golderze können unmittelbar durch Quecksilber entgoldet werden, wenn man sie in geeigneten Vorrichtungen damit zusammenreibt oder überhaupt in innige Berührung bringt; Silbererze oder silberhaltige Producte müssen dagegen durch eine chlorirende Röstung erst vorbereitet werden. Die so vorbereiteten Erze oder Producte werden hierauf mit Wasser, Quecksilber und metallischem Eisen zusammengebracht, durch Einwirkung verschiedener bei der Röstung gebildeter Salze, welche sich hierbei auflösen, auf das Quecksilber und Eisen, entsteht ein den Process unterstützender galvanischer Strom, das aus dem Chlorsilber abgeschiedene Silber vereinigt sich mit dem Quecksilber, während Eisenchlorid gebildet wird. Von dieser sogenannten europäischen Amalgamationsmethode unterscheidet sich die amerikanische Methode der Amalgamation dadurch, dass hierbei das auf nassem Wege mittelst Eisen- und Kupferchlorid gebildete Chlorsilber durch einen Theil Quecksilber selbst zersetzt wird.

# IV. Abschnitt.

## Von den zu den Hüttenprocessen erforderlichen Apparaten.

### A. Apparate zu den Hüttenprocessen auf trocknem Wege.

Die Apparate, welche zu diesen Processen erforderlich sind, bezeichnet man im Allgemeinen mit dem Namen Oefen. In ihnen werden Erze oder Hüttenproducte entweder für sich oder mit andern Stoffen einer höhern Temperatur ausgesetzt, wobei die beabsichtigten chemischen Actionen stattfinden.

#### 1) Von den Ofenbaumaterialien.

Derartige Materialien müssen sowohl der höhern Temperatur, welche die Hüttenprocesse überhaupt erfordern, als auch der chemischen Einwirkung der Flamme und der zu behandelnden Erze und Producte gehörig widerstehen. Besitzen sie in besonderem Grade die erstere Eigenschaft, bei höherer Temperatur sich wenig oder gar nicht zu verändern, d. h. zu schmelzen, so nennt man sie feuerfest. Man kann die dem Hüttenmanne zum Bau der Oefen zu Gebote stehenden Materialien eintheilen:

a) in natürlich vorkommende feuerfeste Steine. Es gehören hierher Sandsteine und zwar namentlich diejenigen mit quarzigem Bindemittel, weniger brauchbar sind die mit thonigem, kalkigem, talkigem und eisenschüssigem Bindemittel, Thonschiefer und zwar derjenige, dessen Zusammensetzung sich der eines Bi- oder Trisilicates von Thonerde nähert, Talk-, Chlorit-, Glimmerschiefer, Gneis und Granit, sowie Porphyr, sobald Quarz den vorherrschenden Bestandtheil dieser Gesteine ausmacht.

b) in künstlich dargestellte feuerfeste Steine. Diese werden aus feuerfestem Thon gefertigt, welcher in der Hauptsache nur aus Kieselerde und Thonerde bestehen darf und unter welchem, um das Rissigwerden und Schwinden

zu verhindern, gewisse Quantitäten bereits gebrannten Thons, oder um die Strengflüssigkeit zu erhöhen, Quarzsand, Kohle, Kokes oder Graphit gemengt werden. Besonders bekannt wegen ihrer Feuerbeständigkeit sind englische und belgische Thonwaaren, sowie auch die Passauer und Almeröder Schmelzgefässe. Feuerfeste Ziegel, welche den englischen kaum nachstehen, werden übrigens in neuerer Zeit mehrfach auch in Deutschland gefertigt.

Nach Heeren ist die Zusammensetzung des feuerfesten Thons von Stourbridge in England, sowie nach Berthier die des Thons von Andennes in Belgien folgende:

| | Thon von | |
|---|---|---|
| | Stourbridge. | Andennes. |
| Kieselerde | 69,993 | 52,0 |
| Thonerde | 19,050 | 27,0 |
| Eisenoxyd | 2,702 | 2,0 |
| Wasser | 6,800 | 19,0 |

Die Verbindung der feuerfesten Steine unter einander bei der Ofenmauerung erfolgt, sobald sie besonders dicht sein muss, entweder durch dasselbe Gemenge, aus welchem diese Steine dargestellt werden, oder durch guten Lehm; Kalkmörtel ist hierzu nicht anwendbar. In manchen Fällen bedarf man gar keines Mörtels, man setzt die gut behauenen Steine sorgfältig an einander, oder sucht die künstlich dargestellten durch Aneinanderreiben zum dichten Schluss zu bringen. Zuweilen werden einzelne Theile der Oefen aus sogenannter Masse hergestellt. Diese Masse hat dieselbe Zusammensetzung wie die künstlichen feuerfesten Steine, nur wendet man den gebrannten Thon und Quarz von gröberem Korn an, um das Schwinden noch mehr zu verhindern. Bei dem allmähligen Erhitzen des Ofens bildet die Masse gewissermassen einen einzigen feuerfesten Stein.

c) in feuerfeste lose Massen. Bei den meisten Schmelzprocessen bedient man sich einer besondern feuerfesten Unterlage für die geschmolzenen Substanzen, welche bei der Temperatur, welche der Process erfordert, weder schmelzen noch nachtheilig auf das Schmelzgut einwirken darf. Hierher gehört das sogenannte Gestübe, ein Gemenge von Kohlen- oder Kokespulver mit Lehm oder Thon. Man unterscheidet wohl schweres, mittleres und leichtes Gestübe, je nachdem

Thon oder Kohle in dem Gemenge vorwalten. Auf den Freiberger Hütten wendet man als Gestübe ein Gemenge aus gleichen Volumtheilen Lehm und Kokes an, auf den Harzer Hütten setzt man dasselbe für die meisten Arbeiten aus 1 Theil Thonschiefermehl und 2 Theilen Kohlenlösche zusammen. Feuerfeste Unterlagen werden ferner aus Gemengen von Quarz mit hochsilicirten Schlacken in mehr oder weniger gröblich gepulvertem Zustande hergestellt, sowie aus ausgelaugter Holzasche, Mergel etc. Letzterer, ein thonhaltiger Kalkstein, wird entweder im natürlich vorkommenden Zustande verwendet oder aus Kalkstein und Thon künstlich zusammengesetzt.

### 2) Von den Oefen.

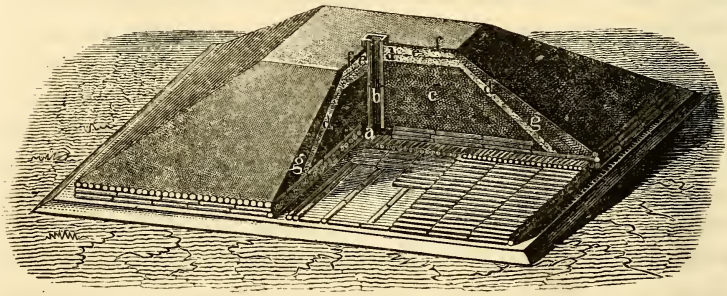
Die bei hüttenmännischen Processen angewendeten Oefen theilt man gewöhnlich nach besonders hervortretenden Eigenthümlichkeiten ihrer Construction und je nachdem das darin zu behandelnde Erz oder Product mit dem Brennmaterial in unmittelbarer Berührung ist oder nicht, in folgende vier Hauptklassen ein: Heerdöfen, Schachtöfen, Flammöfen und Gefässöfen. In Heerd- und Schachtöfen ist das Brennmaterial mit der zu behandelnden Substanz in unmittelbarer Berührung, in den Flammöfen ist es von dieser getrennt und wirkt nur durch seine Flamme auf dasselbe ein, in den Gefässöfen endlich befinden sich diese Substanzen in Gefässen eingeschlossen, auf welche das Brennmaterial entweder durch unmittelbare Berührung oder mittelst der Flamme einwirkt.

a) Heerdöfen. Heerdöfen sind entweder völlig offene oder nur an einer oder mehreren Seiten mit niedriger Umfassungsmauern geschlossene Feuerstätten. Je nachdem das Brennmaterial durch natürlichen Luftzug oder durch Gebläseluft verbrannt wird, unterscheidet man Heerdöfen ohne und mit Gebläse. Zu ersteren gehören die zunächst zu betrachtenden Röstheerde und Saigerheerde.

Röstheerde. Die einfachste derartige Vorrichtung sind die freien Haufen. Mittelst Schlacken und Lehm oder Grubenklein, oder schwerem Gestübe bildet man an einer möglichst trockenen Stelle eine ebene Sohle und schichtet auf diese eine Lage von Brennmaterial, in welcher man Kanäle

aussparrt, um dasselbe leicht in Brand zu setzen und überhaupt der atmosphärischen Luft Gelegenheit zu geben, später in den zu errichtenden Haufen eindringen zu können. Auf diese Brennmaterialschicht kommt das zu röstende Haufwerk, und zwar die gröbern Stücke zu unterst. Enthält letzteres Bitumen, wie z. B. bituminöse Kupferschiefer, so wird es ohne Weiteres bis zu einer gewissen Höhe aufgeschüttet, fehlt es aber an Bitumen oder an der zum Fortbrennen erforderlichen Menge von Schwefel, so schichtet man auch etwas Brennmaterial in das zu röstende Erz oder Product mit ein. Die äussern Wände des Haufens bedeckt man häufig mit kleinen Erzstücken, mit Schlacken oder wohl auch mit Röstkläre von früheren Röstungen. Dem Haufen giebt man gewöhnlich die Gestalt einer abgestumpften vierseitigen Pyramide. In Fig. 22

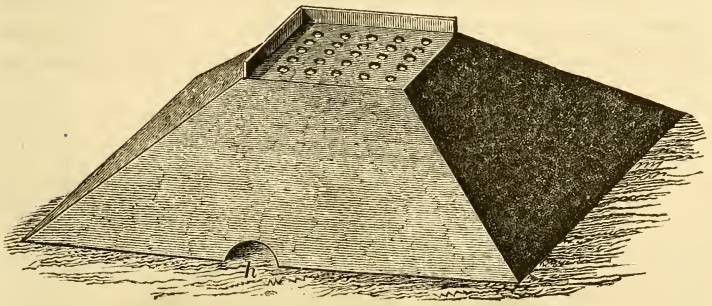
Fig. 22.




ist ein Rösthaufen dargestellt, wie man dieselben am Unterharz zum Rösten von Stufferz errichtet. Das Scheitholz wird auf der Röststätte so vertheilt, dass dasselbe in der Mitte etwas höher als an der Peripherie zu liegen kommt und gleichzeitig die zur Beförderung des Luftzuges nöthigen Kanäle mit gebildet werden, die mit einem Hauptzug correspondiren, der wiederum mit einem in der Mitte frei bleibenden Raume *a* (dem Brandloch) in Verbindung steht, letzteres wird mit Holzspähnen ausgefüllt. Zuerst stürzt man Stufferze *c* in Form der Pyramide auf und zwar so, dass das Holz am Umfange 2 bis $2^1/_2$ Fuss davon unbedeckt bleibt, auf das Stufferz kommen kleinere Erzstücke *d*, der sogenannte Bergkern, hierauf Waschkern *e* und zuletzt Gräupel *f*. Die Seiten des Rösthaufens deckt man ausserdem mit geröstetem Erzklein *g*. In der

Mitte des Rösthaufens wird während des Aufstürzens der Erze in dem Brandloch durch Holzscheite ein Schacht *b* gebildet, welcher hauptsächlich zur Beförderung des Zugs dienen soll. Zur Gewinnung von Schwefel bei dieser Röstung versieht man die Haufen, wie aus Fig. 23 zu ersehen, an ihrer Oberfläche

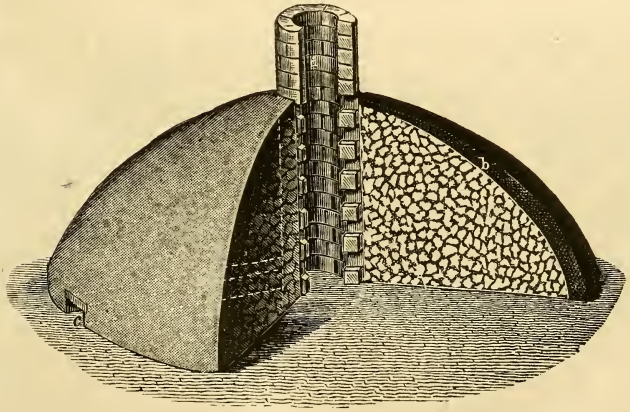
Fig. 23.



mit eingestampften, halbkugelförmigen Löchern, in welchen sich die aufsteigenden Schwefeldämpfe, sobald sie mit kalter Luft in Berührung kommen, condensiren.

Eine andere Einrichtung zum Rösten von schwefelreichen Erzen in freien Haufen, welche man an der Muldner Hütte

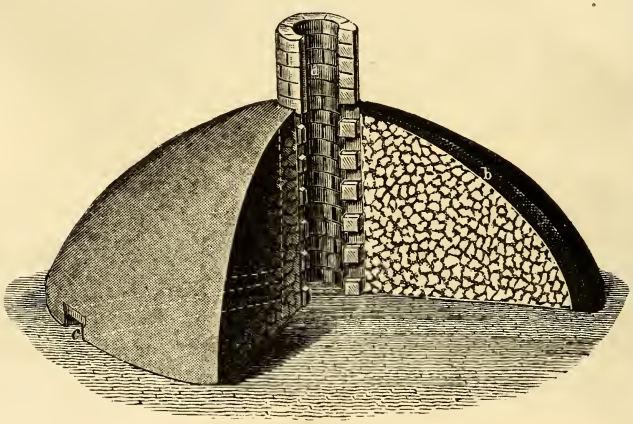
Fig. 24.




bei Freiberg angewendet hat, ist in Fig. 24 abgebildet. Das zu röstende Haufwerk wird auf eine dünne Schicht Zimmer-

spähne in Gestalt eines abgerundeten Kegels aufgestürzt, in dessen Mitte sich, wie bei der Verkokung der Steinkohlen in Meilern, eine aus gewöhnlichen Mauerziegeln trocken hergestellte durchbrochene Esse *a* befindet, durch welche die bei der Röstung entstehenden gas- und dampfförmigen Röstproducte in die Atmosphäre geführt werden. Der Haufen erhält, damit das Letztere um so vollständiger geschieht, an seiner Oberfläche eine dichte Decke *b* von Röstkläre. Die zur Röstung erforderliche atmosphärische Luft tritt durch enge Kanäle ein,

Fig. 24.



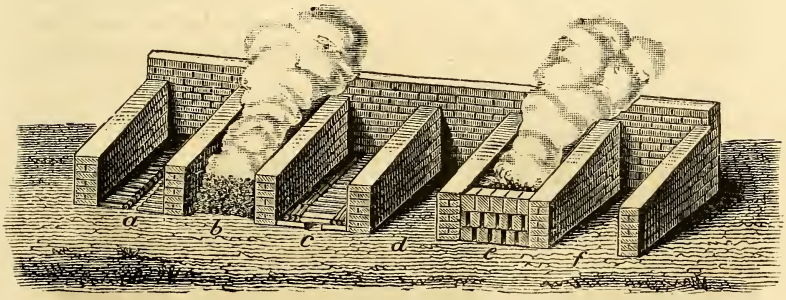

welche am Fusse des Haufens an mehreren Stellen in verticaler Richtung von der Esse aus nach der Peripherie bei Herstellung des Rösthaufens aus grössern Erzstücken gebildet werden, von denen der eine bei *c* ersichtlich ist, und die nach Erforderniss zur Regulirung des Luftzuges von aussen verschlossen werden können.

Bei den Röstgruben ist der Raum, welcher zur Aufnahme des zu röstenden Haufwerkes dient, in die Erde versenkt und demnach mit einer natürlichen Wand umgeben, welche zuweilen noch durch eine Mauer haltbarer gemacht wird. Man wählt zur Herstellung dieser Röstgruben trockne Stellen, gewöhnlich Abhänge von Hügeln oder Schlackenhalden und richtet sie so ein, dass die vordere oder die Eintragsseite offen bleibt, auch werden sie zuweilen zur regel-

mässigen Zuführung von Luft mit Kanälen versehen. Was die Röstung selbst betrifft, so wird dieselbe bei Schwefelmetallen durch untergebettetes Scheitholz eingeleitet, dagegen bei Eisenerzen etc., wenn es an Schwefelmetallen fehlt, durch schichtweises Einlegen von Kohlen etc. unterhalten. Die Röstgruben sind nur noch wenig gebräuchlich, man wendet sie höchstens, wo es örtliche Verhältnisse gestatten, zum Rösten von Eisenerzen mit an.

Eine dritte Art von Röstheerden sind die Röststadeln. Man versteht darunter rechteckige, horizontalliegende oder schief ansteigende Röststätten, welche gepflasterte oder festgestampfte Sohlen haben und an 3 oder an 4 Seiten mit niedrigen Mauern eingeschlossen sind. Im letztern Fall befindet sich an der einen Seite ein hinreichend weiter Eingang, um in das Innere der Stadel zu gelangen. Dergleichen Stadeln legt man gewöhnlich an einer gemeinschaftlichen Mauer mehrere neben einander an. Zuweilen stellt man zwei solche Stadelreihen einander gegenüber und schliesst sie in eine gemeinschaftliche Umfassungsmauer ein, bringt aber an jeder der beiden kurzen Seiten eine Thüröffnung an, durch welche man in das Innere mit Karren gelangen kann. Fig. 25 stellt eine offne Stadelreihe mit 6 Stadeln vor. In der Stadel *a*

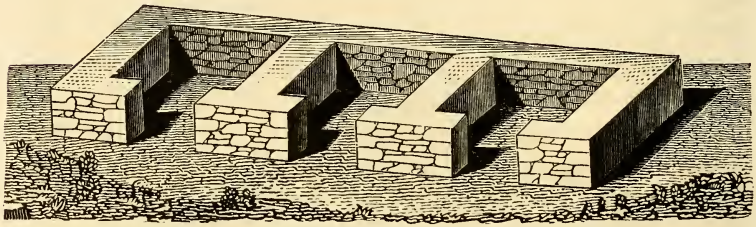
Fig. 25.




ist bereits die Sohle mit Scheitholz so belegt, dass in der Mitte ein Kanal zum Anzünden gebildet worden ist, der aber später mit einer zweiten Schicht Scheitholz verdeckt wird, wie in der Stadel *c* zu ersehen. Auf dieses Holzbett wird das zu röstende Haufwerk so gestürzt, dass dasselbe nicht blos der

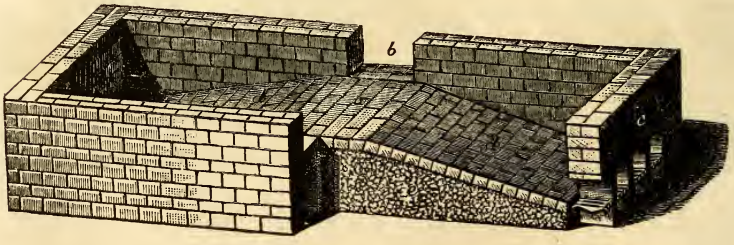
Höhe der Seitenmauern gleichkommt, sondern zuweilen noch etwas darüber hinausreicht. Die vordere Seite der Stadel bleibt entweder offen wie bei *b*, oder sie wird mit Steinen etc. bis auf mehrere Oeffnungen so weit verschlossen, dass die zum Rösten erforderliche atmosphärische Luft hinreichend Eingang findet, wie in der Stadel *e* angedeutet ist. Auf den Freiberger Hütten bediente man sich früher zum Rösten der Steine Stadeln, wie sie in Fig. 26 dargestellt sind. Jede Stadel einer solchen Reihe ist mit 4 Mauern so um-

Fig. 26.



geben, dass jede der innern derselben gemeinschaftlich für 2 Stadeln dient und eine der äussern nur so weit geschlossen ist, als es die Förderung mit Karren gestattet. Die Sohle besteht aus gebrannten Mauerziegeln, die auf die hohe Kante eingesetzt und die dabei bleibenden Fugen mit Lehm ausgefüttert sind. Um das kostspielige Holz grösstentheils durch Steinkohlen ersetzen zu können, und doch die Asche derselben nicht mit dem zu röstenden Haufwerk zu vermengen, sind von

Fig. 27.

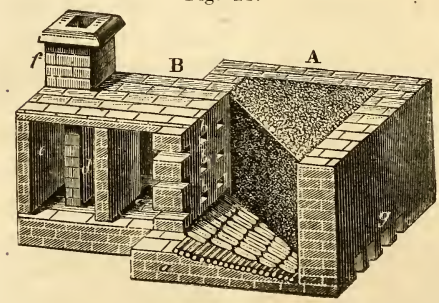



Wellner Röststadeln, wie in Fig. 27 abgebildet, angegeben und auf den Freiberger Hütten eingeführt worden. Zu grösserer Zweckmässigkeit hat man, wie aus der Figur zu er-

sehen, zwei solche Stadeln so mit einander verbunden, dass die ansteigenden Sohlen beider mit ihren obern Seiten in eine Ebene fallen und hier durch eine horizontale Fläche *a* verbunden sind. Stehen zwei solche Stadeln, die als eine Doppel-Stadel zu betrachten sind, mit ihren beiden langen Seiten frei, so ist die eine dieser beiden Seiten mit einer Oeffnung *b* versehen, durch welche das Röstgut hinein und nach der Röstung wieder herausgefördert wird; stehen aber mehrere solche Doppel-Stadeln neben einander, so muss auch in der entgegengesetzten langen Seitenmauer eine dergleichen Oeffnungen vorhanden sein, damit die Arbeiter zu jeder einzelnen Stadel von 2 Seiten aus mit Fördergefässen gelangen können. Wenn das zuzubrennende Product zwei Feuer erhalten soll, so lässt man die eine Stadel leer stehen, damit beim Wenden des einfeurigen Rostes sogleich die leere Stadel benutzt werden kann. Eine solche Doppel-Stadel ist im Lichten 32 Fuss lang und 16 Fuss breit und mit 6—7 Fuss hohen Mauern umgeben, von denen jede der beiden schmälern mit 4 überwölbten Oeffnungen versehen ist, die 6 Zoll auseinander stehen, wie aus der in Fig. 27 sichtbaren Seite *c* zu ersehen ist. In jede dieser Oeffnungen können auf Trageisen eiserne Röststäbe einige Zoll unterhalb derjenigen Höhe eingelegt werden, in welcher sich der untere Theil der Stadelsohle befindet; der Theil dieser Oeffnungen, welcher sich oberhalb der eisernen Röststäbe befindet, kann durch eine eiserne Thür verschlossen werden. Die Sohle *d* jeder Stadel steigt circa 3 Fuss an, ruht auf einer Unterlage von Schlacken *e* und besteht aus Schlackenziegeln. Beim Besetzen der Stadel bildet man von den vier Feuerungsöffnungen aus auf der Stadelsohle, und zwar bis auf die halbe Länge derselben, Kanäle aus grossen Bruchstücken von Rohsteinscheiben, um das Feuer im Roste schneller zu verbreiten und auch während der Röstung den Luftzug zu reguliren. Auf diese Kanäle stürzt man von dem zu röstenden Product so viel auf, bis eine abgestumpfte Pyramide über die Seitenmauern hervorragt; die Seiten dieser Pyramiden werden mit Röstkläre bedeckt, die obere Fläche lässt man aber frei, damit die sich bildenden Gase und Dämpfe abziehen können. Eine solche Stadel fasst, wenn sie auf die angegebene Weise besetzt wird, 900 bis

1200 Ctnr. Rohstein. Nach völliger Besetzung der Stadel werden in den Schüröffnungen die Roststäbe eingesetzt, und es erfolgt nun die Feuerung mit Steinkohlen, welche so lange fortgesetzt wird, bis die unterste Lage des Haufwerkes die erforderliche Hitze erhalten hat, was in der Regel nach 15 bis 16 Stunden der Fall ist. Man lässt das Feuer dann ausgehen und überlässt den Rost sich selbst, der vermöge des in dem zu röstenden Producte enthaltenen Schwefels dann leicht fortbrennt. Nach Beendigung der Röstung wird der geröstete Stein ausgezogen, die unvollständig gerösteten Partien werden ausgesucht und einem zweiten Feuer übergeben, bei welchem man eben so verfährt wie beim ersten, nur streut man schichtweise etwas Kokeskläre oder Cynder mit ein, weil der schon einmal geröstete Stein sehr arm an Schwefel ist, und der Rost leicht früher verlöschen würde, als bis die Röstung vollendet ist. Beim Rösten geschwefelter Erze und Hüttenproducte in Stadeln wendet man ausser den vorbeschriebenen, zuweilen auch Röststadeln an, welche mit Condensation zur Gewinnung des bei der Röstung dampfförmig entweichenden Schwefels verbunden sind. Eine derartige sehr einfache Vorrichtung bei einer sogenannten böhmischen Röststadel zeigt Fig. 28. Die im Lichten 24 Fuss lange und 18 Fuss breite Stadel *A*, welche an allen vier Seiten von Mauern umschlossen ist, und eine schräg aufsteigende Sohle *a* hat, steht an der einen langen Seite, nach welcher die Sohle ansteigt, durch drei übereinander liegende Reihen von Zügen *b* mit einer sogenannten Schwefelkammer *B* in Verbindung, die in drei Abtheilungen *c d e* getheilt und mit einer niedrigen Esse *f* versehen ist. Soll in einer solchen Stadel geröstet werden, so versieht man die Sohle *a* mit dem nöthigen Brennmaterial, stürzt auf solches das zu röstende Erz, giebt demselben eine Decke von Röstkläre und lässt die zur Röstung erforderliche

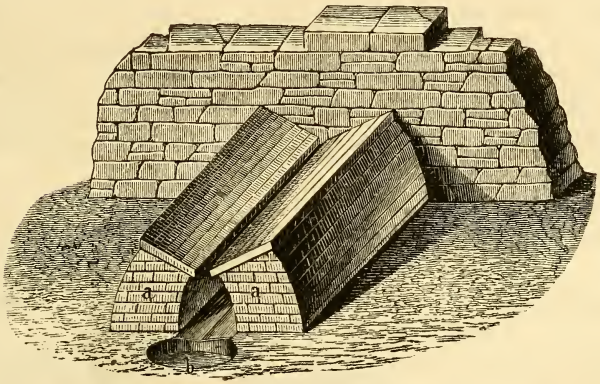
Fig. 28.



atmosphärische Luft durch die in der vordern langen Seitenmauer befindlichen Kanäle *g* in das Innere des Rostes treten. Zur bequemern Füllung der Stadel und zum Entleeren derselben nach beendigter Röstung, befindet sich in einer der schmalen Seitenwände ein hinreichend weiter Eingang, der aber während der Röstung mit einer verlornen Mauer verschlossen ist.

Die Saigerheerde werden zum Ausschmelzen (Absaigern) des silberhaltigen Bleies aus einer weniger silberhaltigen, aus Kupfer und Blei bestehenden Legirung angewendet und haben zwei Umfassungsmauern (Saigerbänke) *a*, Fig. 29, welche an eine Rückwand angebaut sind. Die beiden Saigerbänke stehen

Fig. 29.



gegen einander geneigt und haben auf ihrer obern Seite eiserne Platten (Saigerschwarten) von derselben Neigung, so dass ein Spalt zwischen ihnen offen bleibt. Am Boden zwischen den Saigerbänken befindet sich die Saigergasse, welche nach vorn zu abschüssig und in der Mitte vertieft ist, sie endet am Sumpfe *b*.

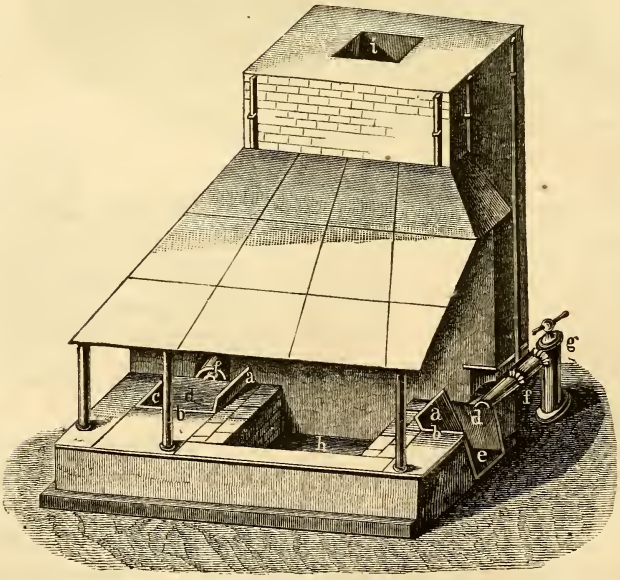
Die oben erwähnte Legirung wird in Form von runden Scheiben (Saigerstücken) senkrecht, in geringen Entfernungen von einander und mit dem Mittelpunkt über der Saigergasse, auf den Saigerschwarten aufgestellt, ausserdem umgiebt man auch die Stücke auf den Seiten mit Eisenblechen (Saigerblechen), welche auf den Saigerschwarten aufstehen und schüttet

endlich in die dadurch entstandenen Zwischenräume Holzkohlen. Das durch die Erhitzung flüssig gewordene silberhaltige Blei tropft in die Saigergasse und fliesst nach dem Sumpfe *b*. Meist legt man 2 Saigerheerde an einander, so dass durch die zwischen beiden Heerden befindliche Scheidewand zwei Saigerbleche erspart werden.

Heerdöfen mit Gebläse. Es gehören hierher Oefen, welche bei gewissen oxydirenden Schmelzungen wie dem Frischen des Eisens, Gaarmachen des Kupfers und Raffiniren des Silbers in Anwendung kommen.

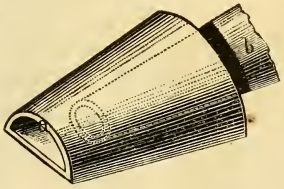
Die wesentlichste Einrichtung eines Eisenfrischheerdes (Frischfeuers) besteht darin, dass unter einem Rauchfange in geringer Höhe über der Hüttensohle aus eisernen Platten (Frischzacken) ein kastenförmiger Raum gebildet ist, in welchem Roheisen durch verkohlte Brennmaterialien eingeschmolzen und durch Gebläseluft so lange behandelt wird, bis es schmied- und schweissbar ist. Häufig liegen 2 Frischheerde unter einer gemeinschaftlichen Esse, eine derartige Einrichtung zeigt Fig. 30, in welcher zugleich das eine der beiden Frisch-

Fig. 30.



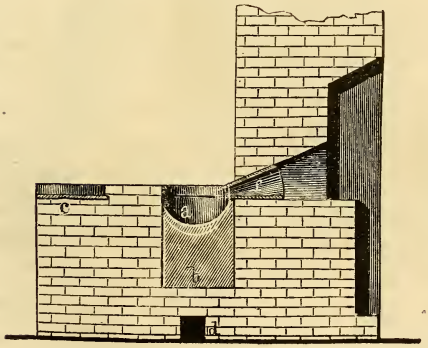
feuer, um deren Einrichtung deutlich zu machen, durchschnitten dargestellt ist. Die erwähnten eisernen Platten führen besondere Namen, *a* bezeichnet den Hinter- oder Aschenzacken, der etwas höher als die übrigen Zacken ist, *b* den Gichtzacken, *c* den Schlackenzacken, *d* den Formzacken, *e* die Bodenplatte. Der Gicht- oder Hinterzacken hat eine geringe Neigung nach aussen, der Formzacken dagegen nach innen; der Schlackenzacken hat zum Ablassen der allmählich sich erzeugenden Frischschlacken eine oder mehrere Oeffnungen, welche für gewöhnlich mit Gestübe geschlossen sind. Da die Bodenplatte leicht zu heiss wird, so befindet sich unter derselben ein gemauerter Raum, das sogenannte Tümpelloch, um Luft oder Wasser zur Abkühlung zuführen zu können; *h* ist eine Vertiefung, in welche beim Reinigen der Heerde Asche etc. geworfen wird, *i* die Esse, an welche sich der auf Säulen ruhende Rauchmantel anschliesst; *f* die Form, *g* Windleitungsröhre, durch welche die zum Processe nothwendige Gebläseluft in die Düse gelangt. Die Düse liegt, wie aus Fig. 31 deutlicher zu ersehen, in der aus Eisen oder Kupfer bestehenden Form *a*, letztere hat die Gestalt eines halbdurchschnittenen, abgestumpften Kegels und dient mit zur Auflage für die konische Düse *b*.

Fig. 31.



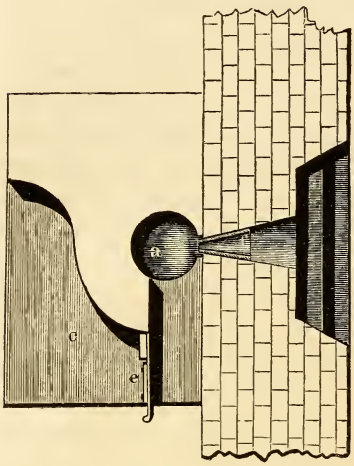

Der Kupfergaarheerd, Fig. 32, besteht aus einer in Gestübe oder Thonmasse *b* hergestellten inneren Grube *a*, welche sich an einer Brandmauer oder Formwand, gewöhnlich unter einem Rauchmantel befindet; *f* bezeichnet die Form, in welcher, wie früher schon erwähnt, die Düse liegt, *d* Kanal zur Ableitung der Feuch-

Fig. 32a.



tigkeit, c eine eiserne Platte, mit welcher die obere Heerdfläche zum Theil belegt ist, e eine eiserne Thür, welche nach Befinden geschlossen wird, um das Brennmaterial besser zusammen zu halten, einen gleichen Zweck soll das den Heerd umgebende erhöhte Gemäuer erfüllen. Man schmilzt in einem solchen Heerde das Kupfer mit Kohlen umgeben bei lebhaftem Gebläse ein, und lässt letzteres so lange wirken, bis das Metall die völlige Reinheit (Gaare) besitzt.

Fig. 32b.




Die zum Feinbrennen des Silbers an einigen Orten üblichen Silberfeinbrennheerde sind dem eben beschriebenen Gaarheerde sehr ähnlich. Sie bestehen aus einem unter einer Mantelesse aufgemauerten Heerde, in welchem sich nahe der Brandmauer vor der Form eine concave Vertiefung, die Heerdgrube, befindet. In diese Grube wird auf eine Unterlage von Kohlenlösche oder Sand eine eiserne, mit Mergel oder Knochenasche ausgeschlagene Schüssel (Testschüssel) gesetzt, auf welcher das unreine und namentlich noch bleihaltige Silber, mit Kohlen umgeben, durch Hülfe eines Gebläses eingeschmolzen und raffinirt (feingebrannt) wird.

Die Heerdöfen sind, in Bezug auf die bei ihnen zu erreichende Nutzleistung des Brennmaterials als Wärmeerzeugungsmittel, unvollkommene Vorrichtungen. Kann auch bei den mit Gebläse versehenen Heerdöfen ein sehr hoher Hitzgrad erzeugt werden, so gelangt doch nur ein verhältnissmässig geringer Theil der erzeugten Wärmemenge zur wirklichen Benutzung, da bei der geringen Tiefe der Heerde und ihrer Offenheit nach fast allen Seiten die Flamme und die heissen Gase kein Hinderniss finden, zum Theil fast unbenutzt zu entweichen.

b) Schachtöfen. Der wesentlichste Theil eines Schachtofens besteht aus einem von Mauerwerk hergestellten, mehr

hohen als weiten Raume, welcher Schacht genannt wird und in welchem die zu erhitzenden Erze, Producte etc. entweder mit dem Brennmaterial gemengt oder ohne dasselbe sich befinden. Im letztern Falle wird das Brennmaterial auf einer oder mehrern ausserhalb des Schachtraums liegenden Feuerungen verbrannt und die Flamme in den Schacht geleitet. Gewöhnlich hat jeder Schachtofen 3 Oeffnungen, eine, durch welche Erz und nach Befinden Brennmaterial in den Schacht gebracht werden und welche bei allen Schachtöfen die oberste Mündung des Schachtes, die Gicht genannt, bildet; eine zweite Oeffnung, wenigstens bei den Schachtöfen mit Gebläse, die Formöffnung, im untern Theile des Ofens, durch welche die zur Verbrennung des Brennmaterials erforderliche Luft in den Ofen geführt wird, und eine dritte, am tiefsten Punkte des Schachtes, durch welche die gerösteten oder geschmolzenen Massen aus dem Ofen entfernt oder abgelassen werden, und die Ausziehöffnung, Auge oder Stich genannt wird.

α) Schachtöfen ohne Gebläse. Diese Schachtöfen dienen fast nur zur Röstung von Erzen in Stücken und zwar hauptsächlich Eisenerzen, weniger Silber-, Kupfer- und Bleierzen.

Fig. 33.

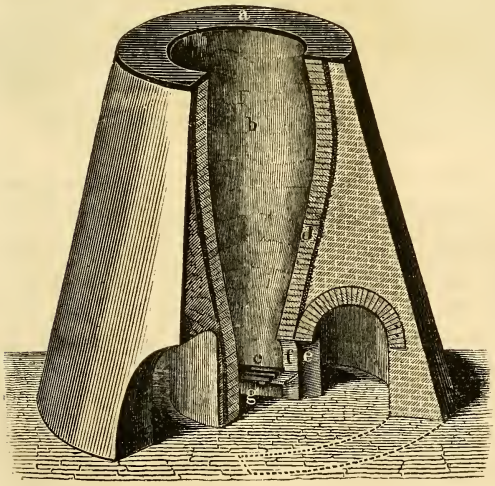
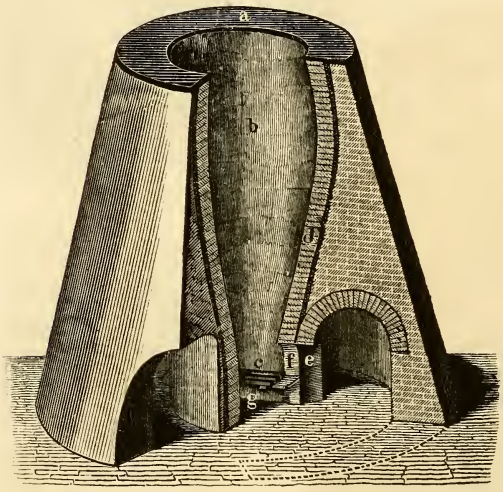



Fig. 33 giebt ein Bild von einem schlesisch. Eisensteinröstofen, wie er bereits von Karsten*), Scheerer**) u. A. beschrieben worden ist. Der Schacht hat eine Höhe von 14—18 Fuss, oben an der mit Eisen-

*) Dessen Eisenhüttenkunde, 3. Aufl. Bd. II, S. 178.
**) Dessen Lehrbuch der Metallurgie. Bd. II, S. 72.

platten umgebenen Gicht *a* $6\frac{1}{2}$ Fuss, im Bauche *b* $7\frac{1}{2}$ Fuss und unten beim Roste *c* 3 Fuss Durchmesser. Die Schachtwände bestehen aus einer Schicht feuerfester Thonziegel, dem Kernschacht oder Schachtfutter *d*, dasselbe ist durch eine schwache Hinterfüllung von kleinen Ziegelstücken von dem äussern Gemäuer, der Rauhmauer oder dem Mantel, getrennt; *c* ist ein aus eisernen Stäben gebildeter Rost. An zwei entgegengesetzten Seiten des Schachtes und zwar im Niveau der Roststäbe befinden sich Oeffnungen, Schürlöcher (von denen die eine in der Zeichnung im Durchschnitt zu sehen ist), welche durch die Rauhmauer bei *e* und dem Kernschacht bei *f* zum Ofenschacht führen und zum Ausziehen der gerösteten Erze dienen. Der Raum *g* unter dem Roste dient als Luftzuführungskanal.

Fig. 33.

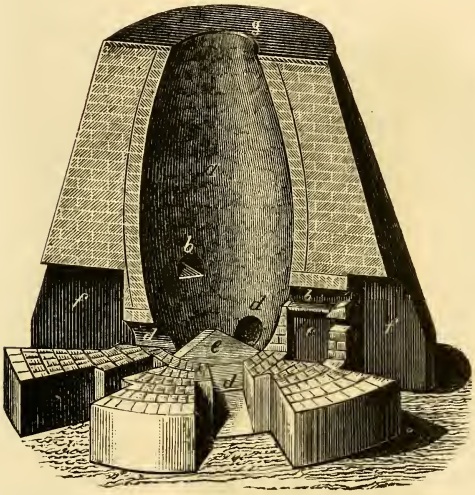



Soll der Ofen in Betrieb gesetzt werden, so bedeckt man zuerst den Rost mit Ziegeln oder andern flachen Steinen in der Weise, dass dieselben noch hinreichende Zwischenräume für die in den Ofen zu führende Luft darbieten. Man schützt hierdurch nicht nur den Rost vor Beschädigung, sondern vermeidet auch einen zu starken Luftzug, da die mit Ziegeln zugesetzten Ausziehöffnungen der Luft ebenfalls einigen Zutritt gestatten. Auf diese Unterlage bringt man zuerst etwas trocknes Holz, dann einige Stücke Steinkohle und füllt nun den Schacht mit abwechselnden Schichten von Erz und Brennmaterial bis zur Gicht an. Sobald nach einiger Zeit die Erze herunterzusinken anfangen, öffnet man die Schürlöcher,

schreitet zum Ausziehen der Erze und setzt dies so lange fort, bis die noch nicht gerösteten Erze zum Vorschein kommen, worauf man die Schürlöcher wieder zusetzt und den Ofen von Neuem mit Erz und Brennmaterial füllt.

Fig. 34 zeigt die Einrichtung eines Eisenerz-Röstofens, bei welchem das Erz nicht mit dem Brennmaterial geschichtet wird, sondern letzteres in besonderen Feuerungsräumen verbrennt und nur die Flamme desselben mit dem Erze in Berührung kommt. *a* ist der ellipsoidische Schachtraum; *b b* zwei mit Rosten versehene Feuerungsvorrichtungen (die dritte ist nicht zu sehen) in welchen das Brennmaterial (Holz, Torf, Stein- oder Braunkohlen) verbrannt wird. Unter jedem Roste befindet sich ein hoher Aschenfall *c*. Die auf den Flammenheerden sich entwickelnde Flamme tritt unmittelbar in den Schachtraum, in welchem sich das Erz befindet. *d d d* drei Ausziehöffnungen, gegen welche, um das Erz-Ziehen zu erleichtern, die Flächen der dreiseitigen Pyramide *e* sich neigen; *f f* überwölbte Räume, sowohl vor den Ausziehöffnungen als vor den Feuerungsvorrichtungen, wo sie zugleich mit den Aschenfällen communiciren. Was die Dimension eines solchen Ofens betrifft, so beträgt die Höhe des Schachtes von der Spitze der Pyramide *e* bis zur Gicht *g*, die mit gusseisernen Platten verwahrt ist, ungefähr 14 bis 18 Fuss und der Durchmesser desselben an der Gicht, sowie an der Basis bei den Ausziehöffnungen etwa 4 Fuss. Zur Regulirung des Luftzugs versieht man die Feuerungs- und

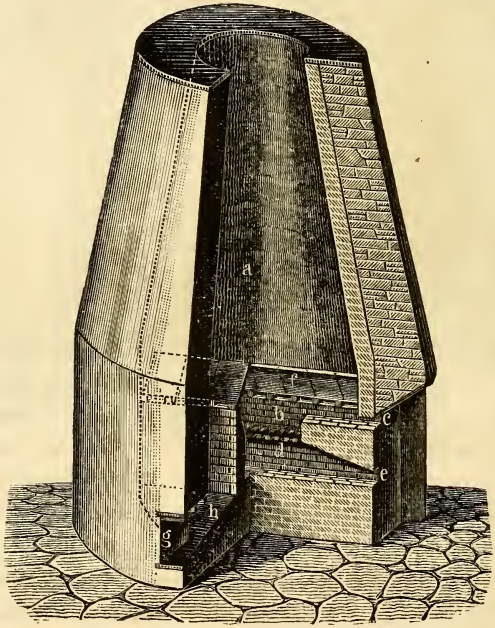
Fig. 34.



Ausziehöffnungen sowohl wie die Aschenfälle mit eisernen Thüren, welche wiederum verschliessbare Oeffnungen haben.

Auf mehreren schwedischen und norwegischen Eisenhüttenwerken wendet man Schachtöfen zum Rösten der Eisenerze an, bei welchen die Feuerung unmittelbar im Ofen selbst geschieht und den Schachtraum nach der Sohle zu nicht verengt, sondern im Gegentheil, wegen des Einbaues der Feuerungsvorrichtung, erweitert ist. Fig. 35 giebt ein Bild eines derartigen Ofens, wie er bereits von Scheerer u. A. beschrieben

Fig. 35.

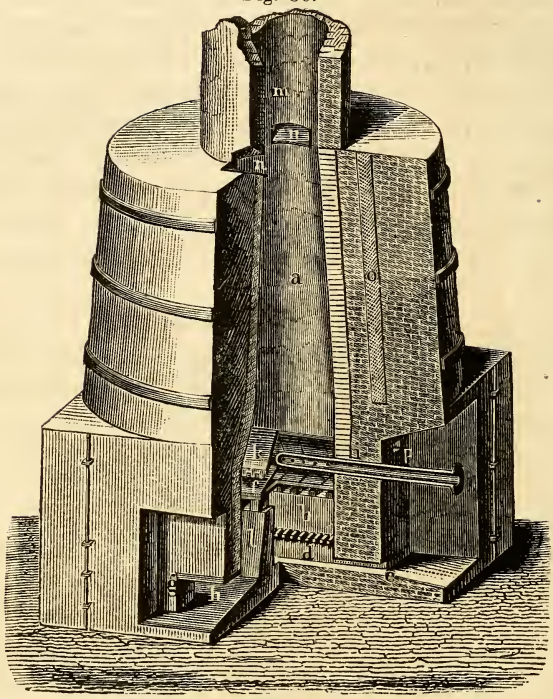



ist. *a* der Schachtraum, der obere Theil desselben ist abgestumpft konisch, der untere hat eine cylindrische Gestalt. *b* der in horizontaler Richtung durch den Ofen sich erstreckende Feuerungsraum, dessen Sohle aus mehreren parallel liegenden eisernen Stäben besteht, die den Rost bilden, auf welchem das zum Rösten erforderliche Brennmaterial (Holz) verbrannt wird. Der Feuerungsraum mündet in das Schürloch *c* aus, welches mit einer eisernen Thür versehen ist. *d* der Aschen-

fall, welcher mit zwei einander gegenüber liegenden Zugöffnungen *e* in Verbindung steht, die sowohl zum Eintritt der nöthigen Verbrennungsluft, als zum Ausziehen der Asche dienen. Unmittelbar über dem Feuerraum liegen als Dach desselben mehrere dicht an- und gegeneinander gelegte massive Gusseisenstücke, die bei *f* die Firste bilden. Dieses Dach ruht aber nicht unmittelbar auf den gemauerten Seitenwänden des Feuerungsraums auf, sondern auf kleinen Eisenstücken, die, wie in der Figur zu sehen, Zwischenräume lassen, durch welche die Flamme des Brennmaterials in den Schachtraum gelangt. *g* ist eine von den zwei einander gegenüber liegenden Ausziehöffnungen, durch die das gut geröstete Erz, indem man es auf den schief liegenden eisernen Platten *h* mittelst einfacher Geräthschaften leicht zum Gleiten bringt, aus dem Ofen gezogen wird. Das auf solche Weise entfernte geröstete Erz wird durch rohes ersetzt, welches man von oben in den Schachtraum füllt.

Zur vollständigen Zerlegung von in den Eisenerzen zuweilen in geringer Menge enthaltenen Schwefelmetallen leitet man bei der Röstung derselben an einigen Orten Wasserdämpfe in den Ofen. Fig. 36 giebt ein Bild von der Einrichtung eines solchen auf Holzfeuerung eingerichteten Röstofens. Sie unterscheidet sich von der aus Fig. 35 hervorgehenden Einrichtung hauptsächlich dadurch: 1) dass über dem mit gusseisernen Platten theils horizontal, theils dachförmig bedeckten Feuerungsraume und zwar unmittelbar auf der Firste *f* ein eisernes, durch ein darüber angebrachtes spitzes gusseisernes Dach *k* geschütztes Dampfrohr *i* hinläuft, welches an zwei einander gegenüber liegenden Seiten mit je acht kleinen Oeffnungen versehen ist, durch welche der in einem Dampfkessel erzeugte, und von da in das Rohr *i* geleitete Wasserdampf in den Ofen tritt, und sich hier mit den aufwärts steigenden gasförmigen Verbrennungsproducten des Brennmaterials mengt; 2) dass die zum Feuerungsraum führende Schüröffnung sich an der entgegengesetzten Seite des Ofens, nämlich an derjenigen Seite befindet, wo das Dampfrohr endet, und dass die dossirten Seitenwände des Feuerungsraumes mit eisernen Platten *l* versehen sind, damit das Ausziehen des gerösteten Erzes erleichtert und das Mauerwerk nicht beschädigt

Fig. 36.



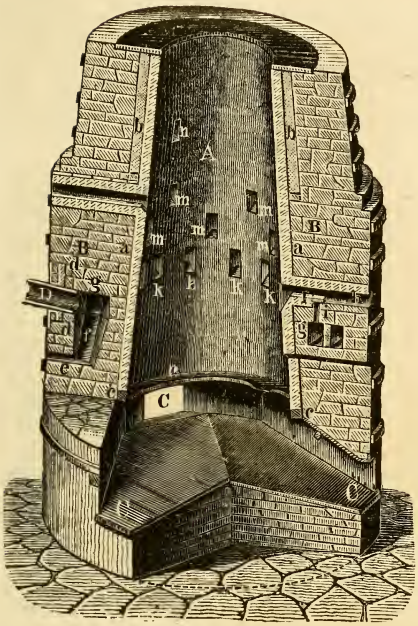
wird; 3) dass zu Hervorbringung eines hinreichend starken Zuges im Ofen derselbe auch mit einer Esse *m* versehen, und daher an der Gicht zwei besondere, einander gegenüber liegende, mit eisernen Thüren verschliessbare Aufgabeöffnungen *n n* angebracht sind, und endlich 4) dass das Rauhgemäuer noch mit einer Fällung *o* geschützt, sowie mit eisernen Ringen gebunden, und in der Nähe des Dampfrohrs an jeder der beiden einander gegenüber liegenden Seiten mit vier verschliessbaren Spähöffnungen versehen ist, von denen in der Figur eine ersichtlich und mit *p* bezeichnet ist.

Fig. 37 zeigt die Construction eines Schachtröstofens, in welchem an Stelle der festen Brennmaterialien Hohofengase benutzt werden, und wie solcher bereits von Tunner*) und Scheerer**) beschrieben worden ist.

*) Dessen Jahrb. Bd. II, S. 203; und daraus in der Berg- u. hüttenm. Zeitg. 1852, S. 601.

**) Dessen Lehrbuch der Metallurgie. Bd. II, S. 177.

Fig. 37.




*A* der abgestumpfte kegelförmige Schachtraum, *B* das Rauhgemäuer, welches mit mehreren Eisenringen umfangen ist, an welches sich der Kernschacht *a* anschliesst, zwischen demselben und dem Rauhschachte von oben herein ist eine Füllung *b* angebracht. Die mit gusseisernen Platten belegte Sohle des Schachtofens bildet nach 3 Seiten hin Abdachungen, welche zu den 3 Auszugsöffnungen *C* führen. Letztere sind mit eisernen Thüren versehen, welche wiederum verschliessbare Oeffnungen von 2 Zoll im Durchmesser haben, um den Zutritt der Luft reguliren zu können. *c* sind gusseiserne Tragstücke (am innern Rande über jeder Ausziehöffnung eins angebracht) die unter einander mit Klammern verbunden sind und das Kerngemäuer tragen. Die Hohofengase werden durch die 12 Zoll weite gusseiserne Röhre *D*, welche innerhalb des Rauhgemäuers zum Zwecke des Dichthaltens mit einer Aschenfüllung *d* umgeben ist, zugeführt und verbreiten sich, nach theilweiser Absetzung des in ihnen eingemengten Flugstaubes, in der (mit dem gut zu verschliessenden Ausräumungscanal *e* communicirenden) Vertiefung *f*, durch den ringförmigen Kanal *g* um den ganzen Ofen herum. Aus diesem Kanale steigen die Gase durch 12 ringsum gleichmässig vertheilte Füchse *i* und 12 darüber befindliche nach der Schachtaxe gerichtete Kanäle *k*, und aus diesen, da dieselben nach aussen hin durch eiserne Thüren luftdicht verschlossen sind, strömen sie in das Innere des Ofens, woselbst sie durch die atmosphärische Luft, welche durch die 3 Ausziehöffnungen *C* in den

Schacht gelangt, verbrannt werden. Die aus jedem Fuchse *i* austretende Gasmenge lässt sich sehr leicht durch einen Ziegelschieber *l* reguliren. Die von aussen ebenfalls verschlossenen Kanäle *m* dienen zur Beobachtung des Röstprocesses und zur etwa nöthigen Nachhülfe mittelst einzuführender Brechstangen; *n* sind mit Ziegelsteinen zugesetzte Spähöffnungen.

β) Schachtöfen mit Gebläse. Diejenigen Schachtöfen, welche zum Verschmelzen von Erzen oder Hüttenproducten dienen, müssen, damit die hierzu erforderliche hohe Temperatur in ihnen hervorgebracht werden kann, mit einem Gebläse versehen sein; in ihrer Construction weichen sie, je nachdem Eisen-, Silber-, Kupfer-, Blei- oder Zinnerze darin verschmolzen werden, mehr oder weniger von einander ab. Was zunächst die Gestalt des Schachtes anlangt, so ist diese eine sehr verschiedene, man hat cylindrische, konische, prismatische etc. Schächte, ebenso ist die Höhe derselben sehr verschieden und man unterscheidet in dieser Beziehung Hohöfen, Halbhohöfen und Krummöfen. Unter Hohöfen versteht man solche, deren Schachthöhe über 14 Fuss geht, unter Halbhohöfen solche, deren Höhe über 6 und bis 14 Fuss beträgt, und unter Krummöfen solche, welche eine Höhe von höchstens 6 Fuss haben. Die innere Mauerung, welche den eigentlichen Ofenschacht oder den Schachtraum bildet und aus mehr oder weniger feuerfesten Steinen besteht, nennt man den Kernschacht, derselbe ist von dem Mantel oder der Rauhmauer, d. i. dem äussern Theil des Ofens umgeben, um sowohl dem Kernschachte die gehörige Festigkeit zu verleihen, als auch dessen schnelle Abkühlung an der Atmosphäre zu verhindern. Beide Schachtmauern sind häufig (und zwar vorzugsweise bei den Eisenhohöfen) nicht unmittelbar mit einander verbunden, sondern man lässt dann zwischen ihnen noch einen Zwischenraum, die Füllung, um sowohl den Druck des Kernschachtes gegen den Mantel, bei der eintretenden Ausdehnung des ersteren zu vermindern, als auch durch Ausfüllen dieses Zwischenraums mit einem schlechten Wärmeleiter, wie z. B. Sand, Asche, Ziegelstücke, die Mittheilung der Hitze des Kernschachtes an den Mantel noch mehr zu verhindern. Zur Ableitung der in dem Ofengemäuer vorhandenen Feuchtigkeit befinden sich bei Oefen mit stärkern

Mauern Abzugskanäle, Abzüchte in der Rauhmauer, letztere wird durch eiserne Anker zusammengehalten.

Man unterscheidet bei den Schachtöfen, auch wenn der Schacht eine runde Gestalt hat, vier Seiten; die eine Seite heisst die Vorder- oder Arbeitsseite, die Mauer aber, welche hier den Schacht begrenzt und in der Regel auf einem Gewölbe ruht, die Vor- oder Stirnwand, den Theil derselben unterhalb des Gewölbes nennt man die Ofenbrust. Letztere hat in der Regel eine geringere Stärke, damit man diese Wand leicht wegnehmen und wieder einsetzen kann, wenn in dem Ofen eine neue Schmelzung vorgenommen werden soll. Der Vorwand gegenüber befindet sich die Brandmauer oder Rückwand, sie enthält gewöhnlich das Formgewölbe mit der Formöffnung, die beiden Seitenwände endlich, welche Vor- und Rückwand mit einander verbinden, nennt man die Seitenmauern, Futtermauern oder Ulmen des Ofens. Der Raum unterhalb der Form bis zum tiefsten Punkte des Schachtes wird der Heerd genannt und ist gewöhnlich bei den zum Verschmelzen von Silber-, Kupfer-, Blei- und Zinnerzen bestimmten Oefen, um die Schachtmauer zu schützen, mit schwerem Gestübbe ausgefüttert, man nennt dieses Ausfüttern das Zumachen, oder bei den Eisenhohöfen, wo natürliche oder künstliche feuerfeste Steine hierzu verwendet werden, das Zustellen der Oefen. Die Gestübbesohle liegt häufig auf einer Lehmsohle, diese auf einer Schlackenlage, unter letzterer aber befinden sich mit Decksteinen bedeckte Anzüchte, welche ohne Ausnahme bei allen Oefen angebracht sein müssen und zum Abführen der Feuchtigkeit im Fundament bestimmt sind.

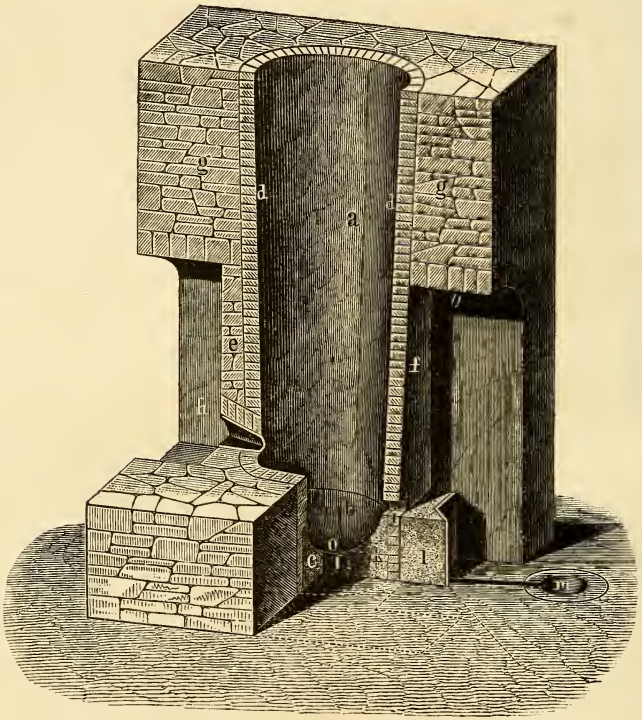
Nach der Art des Zumachens theilt man die Gebläse-Schachtöfen ein in Tiegel-, Sumpf- und Spuröfen.

Bei den Tiegelöfen stellt man innerhalb des Schachtes am untern Ende desselben im Gestübbe eine Vertiefung her, den sogenannten Tiegel, in welchem sich die geschmolzenen Massen während des Betriebes ansammeln. Lässt man durch eine am obern Rande des Tiegels in der Vorwand des Ofens befindliche Oeffnung (das Auge) die Schlacke von dem darunter befindlichen Producte fortwährend abfliessen, so nennt man den Ofen einen Augentiegelofen oder Tiegelofen mit offner Brust. Ist indess die Vorwand ganz geschlossen und

wird die geschmolzene Masse mit der Schlacke von Zeit zu Zeit in einen Stichheerd abgelassen, so hat man einen Tiegelofen mit geschlossener Brust oder einen Stichtiegelofen.

Fig. 38 ist eine monodimetrische Zeichnung von einem Tiegelofen mit offner Brust, in welchem Zinnerze ver-

Fig. 38.




schmolzen werden; *a* der Schacht, *o* der Tiegel, welcher in der Gestübbesohle *c* ausgehöhlt ist, *i* das Auge, durch welches die Schlacke fortwährend abfliesst, *k* ein Kanal, welcher vom tiefsten Punkte des Tiegels wegführend, bei *l* in der eisernen Vorheerdplatte ausmündet. Dieser Kanal ist für gewöhnlich mit einem Lehmpfropf verschlossen und wird nur dann geöffnet, wenn das in dem Tiegel befindliche Metall in den Stichtiegel *m* abgelassen werden soll; *g* die Rauhmauer, *d* das Schachtfutter oder der Kernschacht, *e* die Formseite oder Brandmauer, *h* die Form, *f* die Vorwand.

Fig. 39.

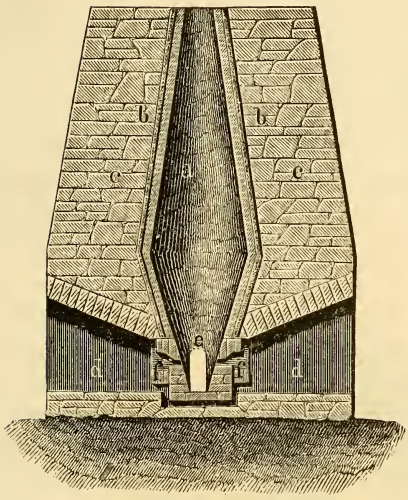



Fig. 39 zeigt einen Tiegelofen mit geschlossener Brust, einen sogenannten Blauofen, in welchem an mehreren Orten Eisenerze verschmolzen werden. *a* der Kernschacht, *b* die Füllung, *c* die Rauhmauer oder der Mantel, *e* eine, bis auf das mit Gestübbe verschlossene Stichloch während des Betriebes des Ofens zugemauerte Oeffnung, *f* die Formen, *d* die Formgewölbe.

Fig. 40.

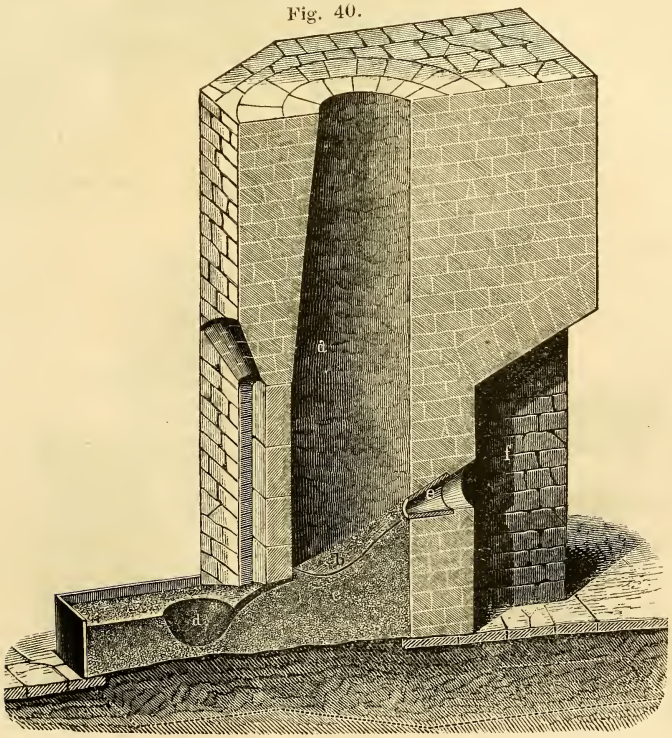
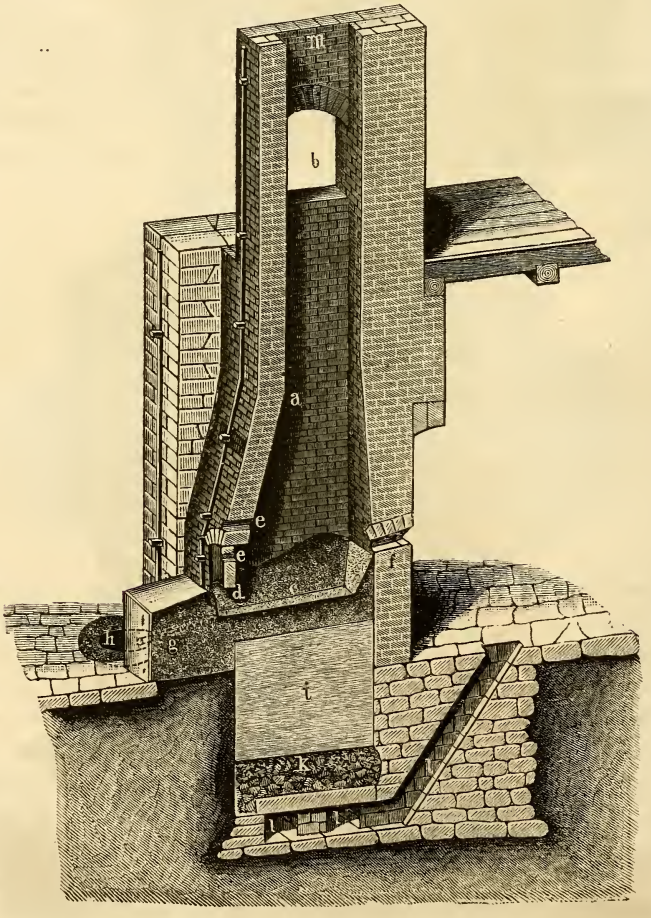


Fig. 40 stellt ebenfalls einen Tiegelofen mit geschlossener Brust vor, *a* der Schacht, *b* der Tiegel, in welchem die geschmolzene Masse sich ansammelt, bis das Abstechen derselben in den Stichtiegel *d* erfolgt. Letzterer ist in dem aus Gestübbe hergestellten und mit eisernen Platten umgebenen Vorheerd ausgehöhlt, *e* die Form, *f* das Formgewölbe.

Bei den Sumpföfen befindet sich der Heerd oder Sumpf theils im Ofen, theils vor demselben in dem bereits erwähnten Vorheerd. Der letztere Theil des Sumpfes, der Vortiegel

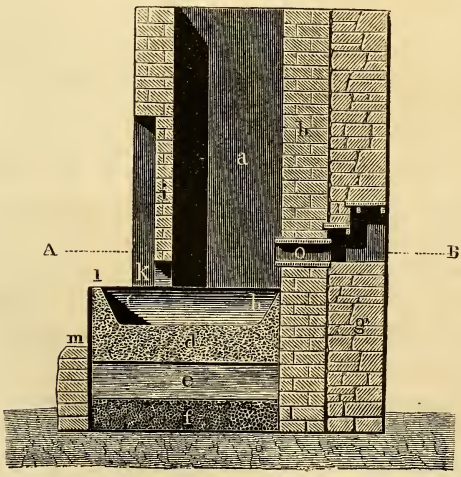
Fig. 41.



genannt, steht durch eine rinnenförmige Vertiefung, die Spur, welche die Ofensohle bildet, mit dem Ofeninnern in Verbindung; vom tiefsten Punkte des Vortiegels führt ein zum Ablassen der geschmolzenen metallischen Massen bestimmter Kanal, der Stich, nach den seitwärts befindlichen Stichheerd, während die Schlacke auf einer geneigten Ebene, der Schlackengasse oder Schlackentrifft, vom obern Theil des Vortiegels abfliesst.

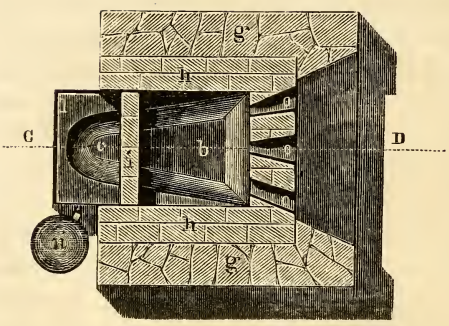
Fig. 41 zeigt einen Freiberger einfachen Sumpfofen. *a* der nach unten zu allseitig sich erweiternde Schacht, *b* die Aufgebeöffnung, *c* die Gestübbesohle mit der Spur, letztere reicht nicht ganz bis an die Brandmauer und ebenso nicht bis unmittelbar an die Ulmen des Ofens, sie ist vielmehr von diesen durch einen Gestübbeanschlag getrennt; dieser Anschlag flächt sich nach oben ab und liegt unmittelbar unter der Form *f* nur noch dünn an. *g* der nach dem Stichheerd *h* führende Stichkanal; an die entgegengesetzte, in der Figur nicht sichtbare Seite des Vorheerdes schliesst sich die Schlackentrifft an; *l* Anzüchte im Fundament des Ofens, über den Decksteinen derselben befindet sich eine Schlackenschicht *k* und darüber eine Lehmschicht *i*, welche die Unterlage für die Gestübbesohle bildet. Zur Vermehrung der Festigkeit der Ofenwände sind dieselben, wie aus der Figur zu ersehen, verankert.

Fig. 42a.




In Fig. 42 a und b ist ein schwedischer Sumpfofen abgebildet und zwar zeigt *a* denselben im Vertical-Durchschnitt nach *CD*, *b* den Horizontal-Durchschnitt nach *AB*. *a* der Schacht, *b c* der in der Gestübbesohle *d* ausgehöhlte Sumpf, *e* eine Schicht festgestampfter Thon oder Lehm, *f* eine Schlak-

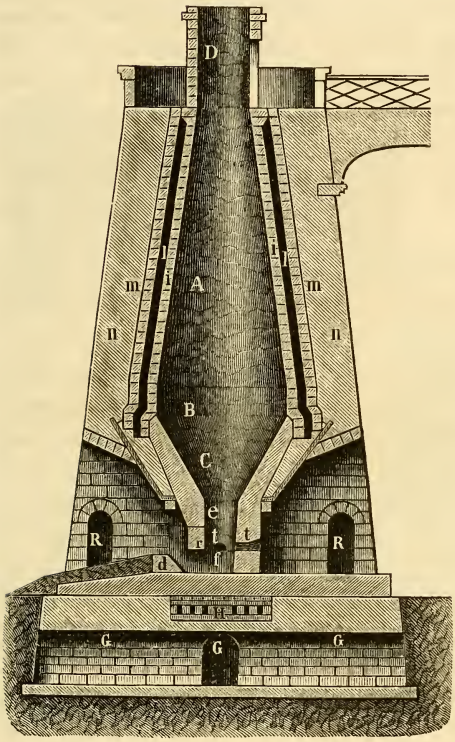
Fig. 42b.




kenschicht, *g g* die Umfassungsmauer, *h h* die Futtermauer, *i* die Brustwand, *o o o* drei Formen. Aus dem vor der Brustöffnung *k* liegendem Vortiegel *c* führt ein Stichkanal nach dem Stichheerde *n*, *l* die den Vorheerd umschliessende eiserne Platte, *m* die Vorheerdmauern.

Zu den Sumpföfen sind auch diejenigen Oefen zum Verschmelzen der Eisenerze zu zählen, welche zum Unterschied von den bereits erwähnten Blauöfen, vorzugsweise Hohöfen genannt werden. Unterscheiden sich diese Oefen von den zum Verschmelzen der Erze der übrigen Metalle gebräuchlichen Schachtöfen auch nicht wesentlich, so haben sie doch manche eigenthümliche Einrichtungen. Bei ihrer grössern Höhe und Weite giebt man der Rauhmauer eine grössere Haltbarkeit und ist mit besonderer Sorgfalt auf Ableitung der Dämpfe bedacht. Denn da diese Oefen während eines bei weitem längern Zeitraums ununterbrochen betrieben werden und die Eisenerze überhaupt behufs ihrer Verschmelzung einer sehr hohen Temperatur ausgesetzt werden müssen, so würden die Ofenschächte und Mauerungen bald zerstört werden, wenn man nicht grössere Vorsicht beim Bau derselben anwenden wollte. Wegen der hohen Temperatur, die in dem Schmelzraum — Gestell — der Eisenhohöfen entwickelt wird, ist Gestübbe zur Herstellung dieser Räume nicht anwendbar, sondern man muss dazu die feuerbeständigsten Materialien und zwar Sandsteine (Steingestell) oder feuerfesten Thon (Massengestell) nehmen. Die Construction der Eisenhohöfen in Bezug auf Schacht- und Gestellform ist ausserordentlich verschieden. Fig. 43 giebt ein Bild von der wesentlichen Einrichtung eines solchen Ofens und zwar eines mit 3 Formen versehenen. *A* der konische Schacht, *B* der Kohlensack, von cylindrischer Gestalt, derselbe findet sich nicht bei allen Hohöfen und es schliesst sich dann der untere kegelförmige Raum *C*, die Rast, unmittelbar an den

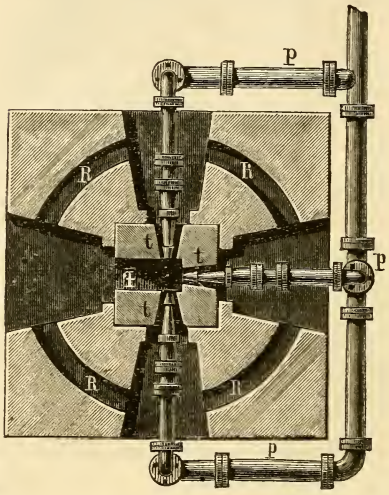
Fig. 43.




Schacht an. Die Gicht des Ofens ist gewöhnlich mit einer Mauer *D* (Gichtmantel) umgeben, in welcher sich Thüren, um Erze und Brennmaterial in den Ofen zu bringen, befinden; *i* der aus feuerfesten Steinen hergestellte Kernschacht, *l* die aus Ziegelstücken oder Schlacken bestehende Füllung, welche von dem Rauhschachte *m* umgeben ist, *n* der Mantel oder die Rauhmauer. Unterhalb der Rast liegt das prismatische Gestell *e*, in welchem die Oeffnungen *t* für die Formen angebracht sind. Man pflegt wohl Ober- und Untergestell zu unterscheiden und nennt den Raum von der Formhöhe bis zu der Höhe, wo sich das Gestell mit der Rast vereinigt, das Obergestell, dagegen den Raum unter der Form das Untergestell. An letzteres schliesst sich der zum Sammlungsraum für das geschmolzene Roheisen bestimmte Heerd *f* an, *r* der Tümpel oder Tümpelstein, um Beschädigungen desselben zu verhüten, ist er sowohl vorn mit einer eisernen Platte, dem Tümpelblech, als auch an seiner untern Kante mit einer starken quadratischen Eisenstange, dem Tümpeleisen, versehen. Von seiner vordern Seite wird der Heerd durch den Wallstein *d* bis auf einen Spalt an der einen innern Seitenmauer des Heerdes geschlossen, in diesem Spalte, der mit Gestübbe ausgerammt wird, befindet sich die Stichöffnung zum Ablassen des geschmolzenen Roheisens. An den Wallstein schliesst sich

die Schlackentrifft an. Durch den untern Theil des Ofengemäuers laufen gewölbte Gänge *R*, um bequemer zu den Windleitungsröhren und Formen gelangen zu können. In dem Mauerwerk unter dem Heerde sind zahlreiche Kanäle *H* ausgespart, um der verdunstenden Feuchtigkeit Abzug zu gestatten, und endlich befinden sich zur vollkommenen Trokkenhaltung des ganzen untern Ofentheils im Fundamente zwei grosse gewölbte Gänge *G*, welche sich in der Axe des Ofeninnern unter einem rechten Winkel kreuzen. Die Anordnung der Formen und der die Luft vom Gebläse zuleitenden Düsen ersieht man aus Fig. 44, welche einen horizontalen Durchschnitt des Ofens in der Höhe der Formen darstellt.

Fig. 44.




Es wurde schon früher erwähnt, dass man zur Herstellung des Gestells der Eisenhohöfen entweder feuerfeste Steine oder dergleichen Thon anwendet. Fig. 45 a und b giebt ein deutlicheres Bild von der Construction dieses wichtigsten Theiles des Hohofens und zwar von einer Zustellung aus behauenen Steinen oder einem Steingestell, bei Anwendung von drei Formen. *a* zeigt das Gestell im Verticaldurchschnitt,

Fig. 45 a.

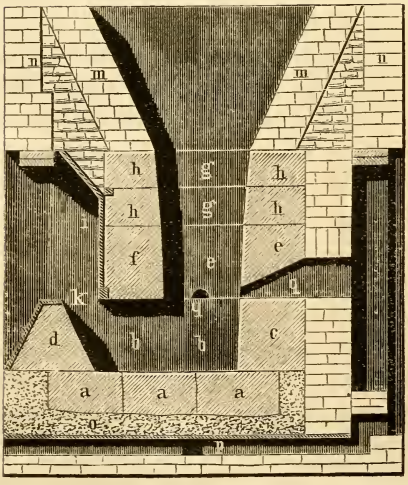
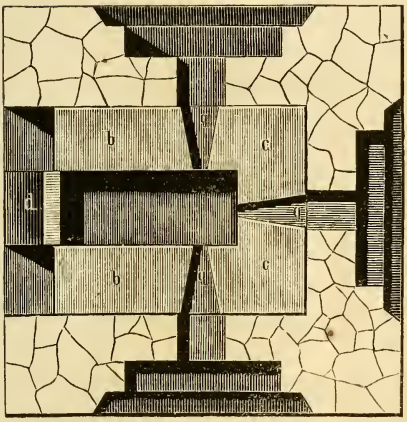


Fig. 45b.




*b* im Horizontaldurchschnitt durch die Formen. Auf der Sandschicht *o*, welche sich auf einer die Abzüchte *p* bedeckenden Eisenplatte befindet, ruhen die vollkommen horizontal gelegten Steinstücke *a*, die den Bodenstein bilden, *c* der Rückstein oder Rückenstein, *b b* die Backensteine, *d* der Wallstein, sie umschliessen sämmtlich den Heerdraum. Die äussere oder dem Gestell abgekehrte Fläche des Wallsteins wird mit einer eisernen Platte (Schlackenblech) belegt, in welcher wohl oben eine Ausrundung zum Ablaufen der Schlacke angebracht ist. *e* die Formsteine, *q* die Formen, *f* der Tümpel oder Tümpelstein mit dem Tümpeleisen *k* und dem Tümpelblech *i*, *g* und *h* sogenannte Gemeinstücke, welche die Gestellwände über dem Formstein und dem Tümpelstein bilden, *m* die Rast, *n* Mauerwerk des Kernschachtes auf starken eisernen Schienen (Trageisen) ruhend.

Spur- oder Augenöfen sind Schachtöfen, bei denen die geschmolzene Masse fortwährend auf der geneigten Ofensohle oder Spur, durch eine am untersten Punkte des Schachtes angebrachte Oeffnung, das Auge, in den ausserhalb des Schachtes gelegenen Spurtiegel fliesst und sich hier sammelt. Mündet das Auge über dem Spurtiegel aus, so dass es nicht von der geschmolzenen Masse bedeckt wird, so nennt man einen derartigen Ofen einen Augenofen mit offenem Auge, mündet es dagegen mehr oder weniger nahe am Boden des Spurtiegels aus, so hat man einen Augenofen mit verdecktem Auge. Spuröfen mit 2 Augen heissen Brillenöfen.

Fig. 46 a, b und c stellt einen Augenofen mit offenem Auge und zwar einen Brillenofen vor. (a) und (b) sind zwei verticale, rechtwinklich gegen einander liegende Durchschnitte, (c) ein horizontaler Durchschnitt. *a* der Schacht,

Fig. 46.

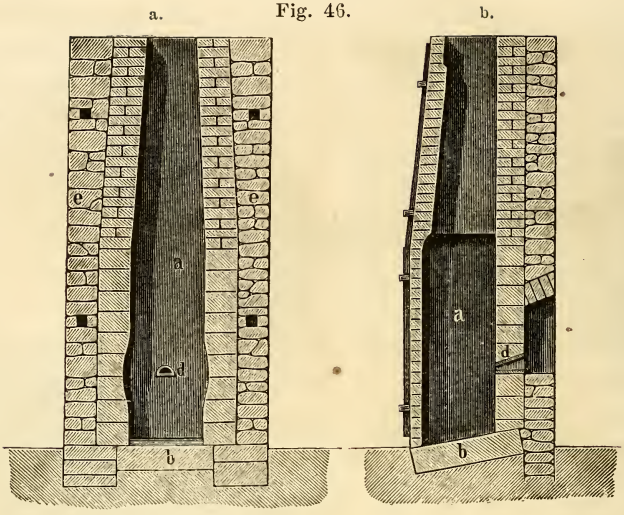
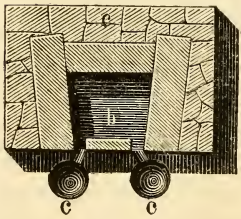



Fig. 46c.




*b* der nach der Brustwand zu geneigte Bodenstein, *c* die beiden Spurtiegel, in welche die geschmolzenen Massen aus dem Ofen durch die beiden Augen fliessen und die während des Betriebes abwechselnd in Gebrauch genommen werden, *d* die Form, *e* das Umfassungsgemäuer.

Fig. 47a.

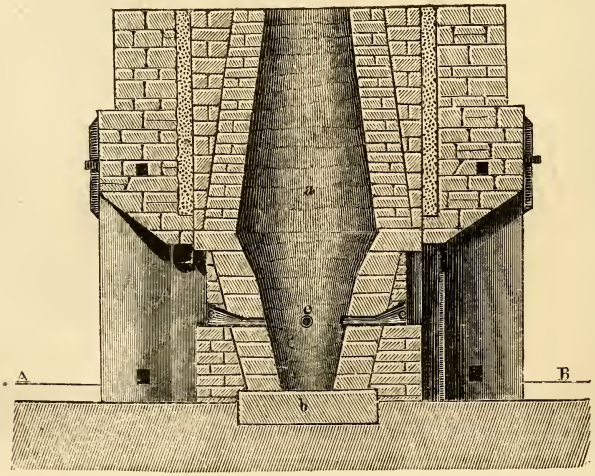
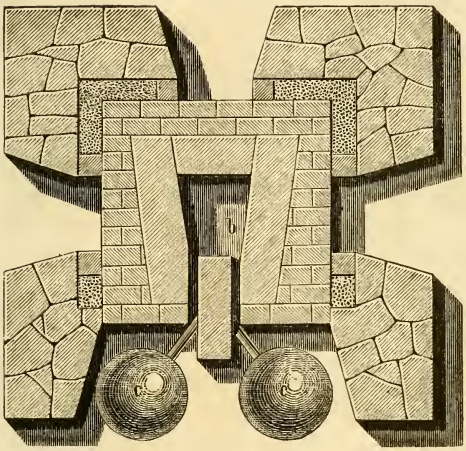


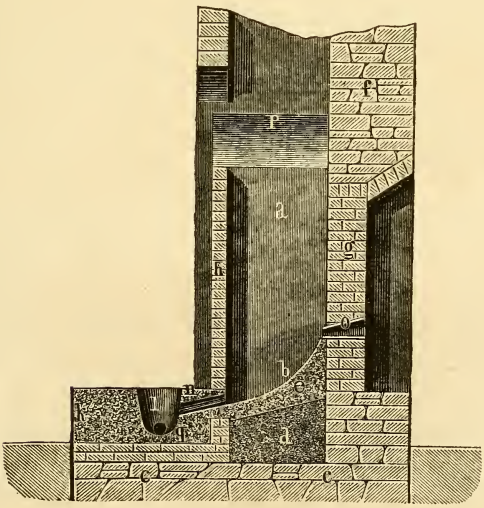
Fig. 47b.



Ein anderer Augenofen mit offenem Auge, ebenfalls Brillenofen, ist in Fig. 47 a b vorgestellt. *a* der Schacht, *b* der Bodenstein, *c c* die beiden Spurtiegel, *e e e* drei Formen.

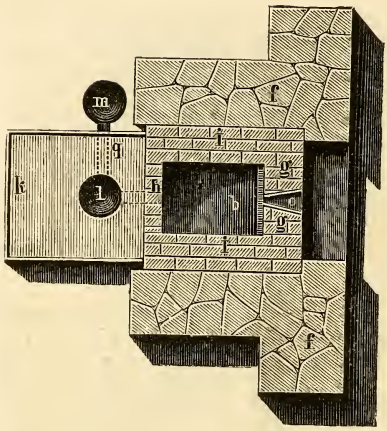
Ein Augenofen mit verdecktem Auge zeigt Fig. 48 a b und zwar (*a*) den Vertikaldurchschnitt, (*b*) den Horizontal-

Fig. 48a.




durchschnitt durch die Form. *a* der Schacht, welcher sich an seinem obern Theile *p* erweitert, *b* die Spur, auf welcher die geschmolzenen Massen durch das verdeckte Auge *n* in den Spurtiegel *l* gelangen, durch den Stich *q* werden sie nach dem Füllen des Spurtiegels in den Stichtiegel *m* abgestochen.

Fig. 48b.




*k* der Vorheerd, *e* eine Gestübbeschicht, in welcher die Spur sowie der Spurtiegel ausgehöhlt ist, *d* eine Schlakkenschicht, *c* das Fundament, *g* die Rückwand, *h* die Brustwand, *i* die Ulmen, *o* die Form, *f* das Umfassungsgemäuer des Ofens.

Arbeiten in den Schachtöfen. Ehe der Betrieb in einem neu zugemachten oder zugestellten Schachtofen beginnt, muss die durch das Zumachen oder Zustellen in den Schmelzraum gebrachte Feuchtigkeit durch Abwärmen des Ofens erst entfernt werden. Ohne diese Vorsicht würde man ein Reissen des Heerdes oder der Zustellungsmasse zu befürchten haben. Sehr hohe Oefen zum Verschmelzen der Eisenerze, welche, wie schon früher bemerkt wurde, eine besondere Art der Zustellung erhalten, müssen mit sehr grosser Vorsicht abgewärmt werden. Der Schacht wird dann allmählig mit Kohlen gefüllt, und es kann zum Setzen oder Aufgeben von Beschickung geschritten werden (Anblasen des Ofens). Die bestimmte Menge von Brennmaterial oder Beschickung, welche auf einmal in den Ofen gebracht wird, nennt man eine Gicht oder den Satz. Bei Eisenhohöfen pflegt man Kohlen und Beschickung in Karren oder Wagen zur Gicht zu bringen, bei den zum Verschmelzen von Silber-, Blei-, Kupfer- und Zinnerzen bestimmten Oefen aber bedient man sich gewöhnlich der Tröge und Körbe zum Aufgeben von Beschickung und Kohlen, und bestimmt die Stärke oder Grösse des Erz- und Kohlensatzes nach der Anzahl Tröge oder Körbe. Man nimmt gewöhnlich gleiche Quantitäten Kohlen zu einem Satze und wechselt dann, wenn es nöthig ist, mit der Menge, also auch mit dem Gewichte der Erzsätze, selten verfährt man umgekehrt, dass man nämlich den Kohlensatz veränderlich, den Erzsatz aber unveränderlich einrichtet.

Brennmaterial und Beschickung werden entweder wie beim

Verschmelzen der Eisenerze in abwechselnden Schichten über einander in den Ofen gebracht, oder wie es beim Verschmelzen der Silber-, Kupfer-, Blei- und Zinnerze meist üblich, die Erzsätze gegen die Brandmauer, die Kohlensätze gegen die Vorwand aufgegeben. Eine unmittelbare Berührung der zu reducirenden Metalloxyde mit der Kohle ist im letztern Falle nicht nöthig, da diese Reduction schon durch das sich bildende Kohlenoxydgas hervorgebracht wird, welches die Beschickung an allen Stellen durchdringt.

Beim Verschmelzen der zuletzt genannten Erze wendet man fast überall eine sogenannte Nase an; man versteht darunter einen Schlackenkanal, welcher sich durch die vor der Form niederschmelzenden Schlacken an der Formmündung auf den daselbst befindlichen Gestübbeanschlag, deshalb Nasenstuhl (siehe Seite 182 Fig. 41) genannt, bildet, so dass die Nase als eine künstliche Verlängerung der Form zu betrachten ist, indem sie sich noch 1—1,5 Fuss von deren Mündung weg in den Schmelzraum hinein erstreckt. Den Grund zur Bildung der Nase legt man durch einige Tröge Schlacken (Nasenschlacken), welche nach dem Abwärmen des Ofens, vor dem Aufgeben von Beschickung an die Brandmauer gesetzt werden, zu ihrer Erhaltung aber im Laufe des Schmelzens trägt sehr wesentlich die niedrige Temperatur bei, welche der eingeblasene Windstrom im Augenblicke der Einströmung besitzt. Die Nase schützt die Form gegen vorzeitige Zerstörung durch schädliche Bestandtheile der Beschickung, z. B. Schwefel, und bewahrt die Brandmauer gegen die zu heftige Einwirkung des Feuers, weil durch sie der Schmelzpunkt weiter in den Ofen hinein gelegt und mehr von der Brandmauer entfernt wird; man kann ferner durch sie mit Leichtigkeit den Wind zu jeder Zeit nach derjenigen Stelle hinleiten, wo er hauptsächlich erforderlich ist, es geschieht dies mittelst des Formspiesses, womit man die Nase richtet und in sie die zur richtigen Vertheilung der Luft nöthigen Oeffnungen nach Bedürfniss einstösst; endlich gewährt sie den grossen, vorzüglich bei Schliegschmelzen sehr schätzbaren Vortheil, dass der Windstrahl die Beschickung weniger trifft und diese also dem mechanischen Fortreissen ihrer festen Theile weniger ausgesetzt ist.

Die Nase hält sich nie ganz gleich und muss deshalb vom Schmelzer immer ins Auge gefasst werden, wird sie im Laufe des Schmelzens zu kurz, so verstärkt man wohl den Schichtsatz gegen den Kohlensatz, wächst sie dagegen zu sehr an, so muss das Ueberflüssige mit dem Formspiess abgestossen oder nach Befinden das Verhältniss der Beschickung zu den Kohlen gemindert werden.

Ist das Verhältniss der Erzsätze zu den Kohlensätzen von der Art, dass keine Flamme auf der Gicht zum Vorschein kommt, so nennt man dies mit dunkler Gicht schmelzen, die durch die Beschickung emporsteigenden brennbaren Gase verlieren auf diesem Wege ihre hohe Temperatur, so dass sie sich bei ihrem Austritt an der Gicht nicht entzünden können; bleibt dagegen, wie es bei niedrigen Oefen oder einer niedrigen Beschickungssäule wohl der Fall ist, die aus dem Schmelzraume sich nach oben verbreitende Hitze gross genug, um diese Gase bei dem Zutritt von atmosphärischer Luft an der Gicht mit Flamme verbrennen zu lassen, so hat man ein Schmelzen mit heller Gicht. Eisenhohöfen, welche hiervon auszunehmen sind, arbeiten immer mit heller Gicht.

Zu den nothwendigen Arbeiten bei Schachtöfen gehört auch das Reinigen des Heerdes von erstarrten Massen (Bühnen, Sauen), welche mit Brechstangen und Brecheisen entfernt werden müssen, das Ablassen (Abstechen) der geschmolzenen Produkte aus dem Heerde, die Ausbesserung des letztern etc. Nach erfolgtem Abstechen verschliesst man die Stichöffnung entweder mit einem Pfropf von Lehm, schwerem Gestübbe oder Holz. Alle Schlacke, die bei den Arbeiten des Abstechens und Heerdreinigens erhalten wird, muss, da sie fast stets metallhaltig ist, wieder zur Beschickung zurückgegeben werden. Das in den Stich- oder Spurtiegeln angesammelte Product besteht entweder aus Metall oder Schwefelmetall oder, was am häufigsten der Fall, aus beiden. Das Schwefelmetall wird, in dem Verhältniss wie es von oben herein nach und nach erkaltet, scheibenweise mittelst eines Spieses und einer Gabel (Furkel) abgehoben, das am Boden des Tiegels befindliche Metall aber entweder ebenfalls in Scheiben gerissen oder mit eisernen Giesskellen in Formen gegossen.

Die Beendigung des Schmelzens findet statt, wenn die vorhandenen Erze verschmolzen oder der Betrieb durch Ausbrennen des Schmelzraumes des Ofens sich ungünstig gestaltet; man ist dann genöthigt, zum Niederblasen, Ausblasen des Ofens zu schreiten, hört auf, frische Sätze aufzugeben und lässt die im Schachte befindlichen Gichten niedergehen. Gewöhnlich machen einige Sätze von reinen Schlacken den Beschluss, um die Massen, welche sich an den Schachtmauern festgesetzt haben, zu erweichen und mit niederzuschmelzen. Ist der letzte Satz vor der Form angelangt, so wird das Gebläse in Stillstand gesetzt und zum letzten Abstich geschritten, man reisst endlich die Ofenbrust ein und reinigt den ganzen Heerd von den Massen, die sich daselbst angesetzt haben, sie werden als Geschur und Ofenbrüche zu den unreinen Schlacken gethan und wieder mit verschmolzen. Das Ausbrechen solcher Massen, die häufig eine ziemliche Grösse erreichen, muss geschehen, so lange sie noch glühend sind, nach erfolgtem Erkalten lässt sich dies wegen ihrer Festigkeit schwierig ausführen. Der völlig ausgeräumte Ofen wird, nachdem er hinreichend abgekühlt ist, von Neuem zugemacht, indem er bis zur Formhöhe eine neue Futtermauer und einen neuen Heerd erhält.

In den Gebläse-Schachtöfen wird unter übrigens günstigen Umständen der höchste Hitzgrad erzeugt, welcher überhaupt bei metallurgischen Processen hervorgebracht wird. Die Benutzung dieses Hitzgrades geschieht sehr vollkommen, indem sich Brennmaterial und die zu erhitzenden Körper in unmittelbarer Berührung mit einander befinden. Weniger vollständig findet die Benutzung der durch Verbrennung des Brennmaterials entwickelten Wärmemenge statt, da ein Theil derselben durch die Schachtwände abgeleitet wird, ein anderer aber hauptsächlich dadurch verloren geht, dass die im untern Schachtraume erzeugte Kohlensäure auf ihrem Wege durch die darüberliegenden Kohlenschichten sich in Kohlenoxyd umändert, welches erst oberhalb der Gicht, als Gichtflamme, verbrennt. Der letztere Umstand ist nicht zu beseitigen, und sogar beim Eisenhohofen-Process ein wesentliches Moment zur Erreichung des Hauptzwecks. Die Wärmeleitung durch die Ofenwände wird dadurch von geringerer Bedeutung, dass

man diese Wände sehr stark herzustellen pflegt und dass sie aus einem wenig wärmeleitenden Material bestehen. Bei Schachtöfen ohne Gebläse finden weniger günstige Umstände statt

c) Flammöfen. Bei den Flammöfen befindet sich das Brennmaterial nicht in unmittelbarer Berührung mit der zu erhitzenden Substanz, sondern dasselbe gelangt mittelbar durch seine Flamme zur Wirkung, das Röst- oder Schmelzgut aber liegt auf einer ebenen oder ausgetieften Fläche, dem Heerde, welcher die Sohle des Arbeitsraumes bildet. Der zur Aufnahme des Brennmaterials bestimmte überwölbte Feuerungsraum, Windofen, enthält den Rost und über diesem das Schürloch, welches zum Eintragen des Brennmaterials dient. Die entstandene Asche fällt in den unter dem Rost liegenden Aschenfall, durch welchen zugleich die atmosphärische Luft in den Feuerungsraum gelangt. Von dem Heerde wird der Feuerungsraum durch eine niedrige Mauer, die Feuerbrücke, getrennt, die unmittelbar über dieser Brücke befindliche Oeffnung, durch welche die Flamme in den Heerdraum tritt, wird das Flammenloch genannt. Der Heerd, welcher allemal aus feuerfestem Material hergestellt ist, ruht entweder auf massiver Mauerung oder einem Gewölbe, oder auf eisernen Platten, die durch Säulen getragen werden, hat eine runde oder eckige Form und ist mit einem Gewölbe, dem Heerdgewölbe, überdeckt. Da diese Wölbung einen Theil der ihr durch die Flamme des Brennmaterials mitgetheilten Wärme wieder zurückstrahlt, werden die Flammöfen wohl auch Reverberiröfen genannt (von réverbérer, zurückwerfen). In den Heerdraum führen eine oder mehrere verschliessbare Oeffnungen, welche zur Ausführung verschiedener Arbeiten in diesem Raume bestimmt sind, und endlich haben diejenigen Flammöfen, aus welchen eine flüssige Masse abgelassen werden soll, eine Stichöffnung.

Nur in wenigen Fällen reicht die in Folge der Erhitzung durch die Flamme entstandene Verdünnung der Luft im Feuerungs- und Arbeitsraum hin, um das Brennmaterial mit einer solchen Lebhaftigkeit verbrennen zu lassen, dass der Arbeitsraum hinlänglich erhitzt wird, es muss vielmehr für gewöhnlich das Gleichgewicht der Luft im höherem Grade auf-

gehoben werden, um einen stärkern Luftzug und ein stärkeres Verbrennen hervorzubringen. Man erreicht dies dadurch, dass man die Flamme oder die heissen Gasarten nicht unmittelbar aus dem Arbeitsraum in die Atmosphäre treten lässt, sondern in einen gewöhnlich senkrecht aufgeführten Kanal, eine Esse (Schornstein, Schlot, Rauchfang) leitet. Der längere oder kürzere Kanal, welcher dann den Arbeitsraum mit der Esse verbindet, nennt man den Fuchs. Die Esse ist einer der wichtigsten aber auch häufig mit kostspieligsten Theile bei den Flammöfen. In Betreff der derselben zu gebenden Höhe verhält sich nach Scheerer*), alle übrigen Umstände gleich gesetzt, der Zug in Essen von verschiedenen Höhen wie die Quadratwurzeln aus dieser Höhe; zur Hervorbringung eines lebhaften Luftzuges sind senkrechte Essen die vortheilhaftesten; je weniger sich der heisse Gasstrom bei seinem Aufsteigen in der Esse abkühlt, je grösser ferner die Temperatur in der Esse, je kleiner ausserhalb derselben, desto stärker ist der Zug; endlich ziehen wegen der geringern Friction eiserne Essen besser als gemauerte. Die Essenwände müssen vollkommen dicht hergestellt sein, damit weder die kältere atmosphärische Luft in den Essenraum eindringen, noch ein Theil des heissen Gasstroms unterhalb der Essenmündung entweichen kann. Zwei oder drei Oefen eine gemeinschaftliche Esse zuzutheilen ist vortheilhaft, sowohl weil dadurch an Kosten gespart wird, als auch weil die Essenschächte mehr gegen die Abkühlung gesichert sind, es muss aber dann jeder Ofen seinen eigenen Essenschacht erhalten, so dass nur die äussere Mauer (Rauhmauer) allen gemeinschaftlich angehört.

Auf die Form des Querschnittes der Esse kommt weniger an als auf die Grösse desselben, letztere hängt hauptsächlich von der Grösse des Rostes, diese aber wiederum von der Beschaffenheit des Brennmaterials ab. Die Erfahrung hat nun gelehrt, dass das vortheilhafteste Verhältniss zwischen dem Flächeninhalte der gesammten Rostöffnungen und dem des Essenquerschnittes meist zwischen 1 : 1 und 2 : 1 liegt. Essen von 20—25 Fuss Höhe giebt man 10—12 Fuss im Quadrat, dagegen erfordern grössere Oefen, in welchen eine stärke

*) Metall. I. 403. 500.

Hitze hervorgebracht werden soll, Essen von 20—30 Zoll im Quadrat. Das gewöhnlichste Verhältniss des Flächeninhalts der gesammten Rostöffnungen zu dem Flächeninhalte des ganzen Rostes liegt zwischen 1 : 3 und 1 : 4; selten grösser als 4, zuweilen aber kleiner als 3.

Die Vorrichtungen, durch welche der Zug in den Flammöfen nach Belieben geändert werden kann, bestehen hauptsächlich in einem in der Esse oder im Fuchse befindlichen Schieber oder einer Thür am Eingange des Aschenfalls, oder einer Essenklappe, mittelst welcher die obere Essenmündung mehr oder weniger geschlossen werden kann.

Es versteht sich von selbst, dass solche Theile der Flammöfen, welche der Hitze am meisten ausgesetzt sind, von hinreichend feuerfestem Material hergestellt sein müssen, es sind dies hauptsächlich die Feuerbrücke, das Gewölbe mit seinen Wiederlagen, der Fuchs und der innere Theil der Essenmauer; auch sind bei denjenigen Oefen, in welchen eine starke Hitze entwickelt werden muss, die eisernen Thüren, welche die Arbeitsöffnungen verschliessen, mit einem Futter von feuerfesten Ziegeln oder Thon auf der dem Ofen zugekehrten Seiten der Thüren versehen. Das äussere Gemäuer wird auf verschiedene Weise durch eiserne Platten und Anker zusammengehalten.

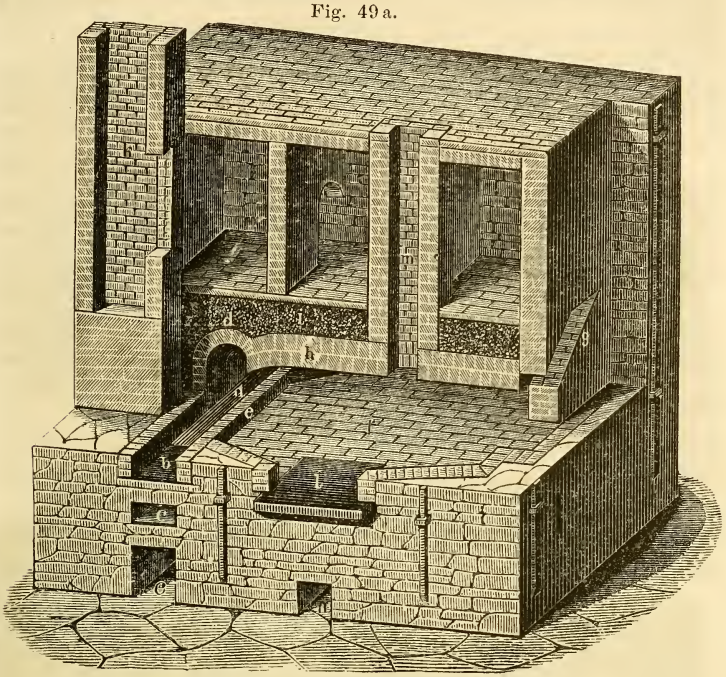
Man kann die Flammöfen, wie es bei den Schachtöfen geschehen, in Zugflammöfen und Gebläseflammöfen eintheilen, unter letzteren sind hier diejenigen zu verstehen, bei denen man die Gebläseluft hauptsächlich zur Oxydation des erhitzten Körpers in den Ofen leitet.

*α*) Zugflammöfen. Diese Oefen werden theils zur Röstung, theils zur Schmelzung angewendet, im erstern Falle sind sie häufig mit Flugstaubkammern versehen, d. s. gemauerte Räume, in denen der durch den Luftstrom mechanisch fortgerissene Erzstaub sich absetzen kann.

Fig. 49a ist eine monodimetrische Zeichnung von der innern Einrichtung eines ungarischen Flammofens mit Flugstaubkammern, *b* ein Grundriss des Röstheerdes und Rostes. *a* der Rost, *b* die Schüröffnung, *c c* der Aschenfall, *d* das über den Feuerungsraum gespannte Gewölbe, *e* die Feuerbrücke, *f* der Röstheerd, *h* das Heerdgewölbe, *g* der Fuchs, welcher

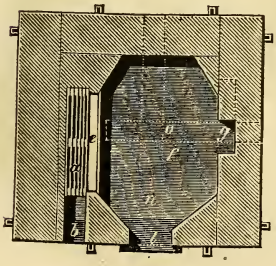
in schräger Richtung mit der ersten der zusammenhängenden vier Flugstaubkammern, die sämmtlich auf dem Heerdgewölbe *h*

Fig. 49a.



und einer Schlackenschicht *i* aufruhen, in Verbindung steht. *k* die Esse, *l* die Arbeitsöffnung, an welcher sich eine mit schräger Richtung eingelegte gusseiserne Platte *l*, so wie eine in der Figur nicht sichtbare eiserne Walze als Unterlage für das Röstgezäh befindet; *m* ein senkrechter Kanal, durch welchen das zu röstende Erz vom Beschickungsboden unmittelbar auf den Röstheerd herabgelassen wird, und der während der Zeit, als sich das Erz auf dem Heerde befindet, mit einer Platte verdeckt ist; *n* ein Kanal zur Abführung der Feuchtigkeit, der noch mit einem zweiten in Fig. 49b angedeuteten Kanal *o* zu gleichem Zwecke in Verbindung steht. An der

Fig. 49b.



vordern Seite des Röstofens ist eine Mantelesse angebracht, die in der Zeichnung nicht zu sehen ist; sie führt die zuweilen aus der Arbeitsöffnung in geringer Menge ausströmenden Gase und Dämpfe durch einen Kanal direct in die Hauptesse.

Zuweilen sind derartige Röstöfen mit Trockenheerden versehen, auf welche das Erz, ehe es der Röstung unterworfen, gebracht wird. Fig. 50 stellt eine solche Einrichtung im Grundriss dar. *g* ist der unmittelbar neben dem Röstheerde liegende Trockenheerd, die gasförmigen Verbrennungsproducte des Brennmaterials, sowie die sich bei der Röstung bildenden flüchtigen Röstproducte strömen, ehe sie durch den Fuchs

Fig. 50.

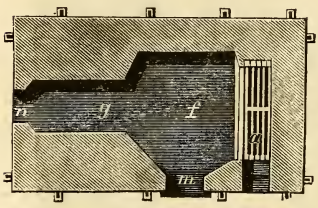
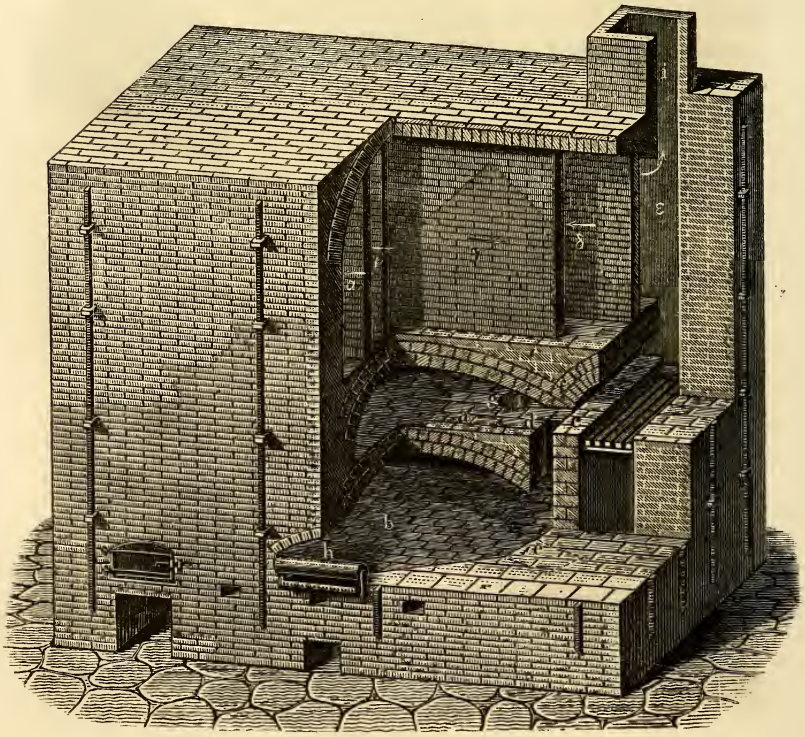


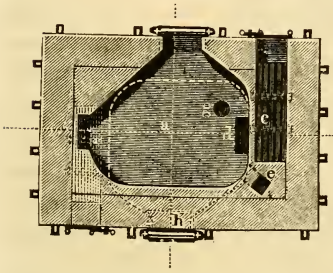
Fig. 51a.



in die Flugstaubkammern ziehen, über das hier befindliche ausgebreitete Erz hinweg und trocknen dasselbe. Durch die für gewöhnlich verschlossene Oeffnung *n* wird das Erz später auf den Röstheerd geschoben.

In Fig. 51a ist ein sogenannter Doppel-Röstofen, welcher zwei über einander befindliche Röstheerde hat, abgebildet; aus Fig. 51b ergiebt sich die Lage beider Heerde über einander, sowie die Form derselben von oben betrachtet.

Fig. 51b.




Jeder der beiden überwölbten Heerde *a* und *b* steht mit einem besondern Feuerungsraum in Verbindung und ist von demselben nur durch eine Feuerbrücke *c* getrennt, welche Einrichtung sich aus Fig. 51a beim obern Heerde ergiebt. Ein solcher Doppelofen lässt sich, je nachdem es die Umstände erfordern, auf zweierlei Weise gebrauchen: entweder wird jeder der beiden Heerde für sich, von dem ihm zugehörigen Windofen aus, erhitzt, oder nur der untere, und der obere dagegen durch die von dem untern aufsteigenden noch ziemlich heissen gasförmigen Verbrennungsproducte des Brennmaterials. Im ersteren Fall wird der Fuchs *d*, welcher beide Heerdräume mit einander verbindet, durch eine eiserne Platte geschlossen und die gasförmigen Verbrennungsproducte nehmen dann ihren Weg durch den Fuchs *e* (in Fig. 51a durch punktirte Linien angedeutet) in die Flugstaubkammer $\alpha$, während die des obern Heerdes durch den dem Roste gegenüberliegenden Fuchs (welcher in Fig. 51a nicht zu sehen ist) in die dritte Kammer $\gamma$ gelangen; sämmtliche Gase treten dann aus der letzten Kammer in die Esse. Obgleich hierbei die beiden Rösträume ganz ausser Verbindung gesetzt sind und der Doppelofen die Function zweier einzelner Flammöfen übernimmt, so findet doch noch in sofern ein Unterschied statt, als dem obern Heerde durch das Heerdgewölbe des untern Heerdes Wärme zugetheilt wird und deshalb für den obern Heerd weniger Brennmaterial erforderlich ist. Im zweiten Falle ist das Flammloch, durch welches die Flamme

des Brennmaterials im ersten Falle in den obern Heerdraum tritt, nämlich zwischen der Feuerbrücke *c* und dem Gewölbe *f* vermauert, der Fuchs *d* geöffnet, der Fuchs *e* geschlossen und die Feuerung findet blos in dem dem untern Heerde zugehörigen Windofen statt. Die gasförmigen Verbrennungsproducte treten hierbei vom untern Röstraume durch den Fuchs *d* in den obern und von hier in die Flugstaubkammer *a*. Auf diese Weise werden beide Heerde nur von einem einzigen Windofen erhitzt, wobei sich eine noch grössere Ersparniss an Brennmaterial herausstellt, als im ersten Falle. Da indess der obere Heerd weit weniger heiss wird, als der untere, so gebraucht man ihn auch hauptsächlich nur zum Vorrösten, wobei ohnedem eine starke Hitze nicht angewendet werden darf, der untere dagegen zum Gutrösten, wobei eine höhere Temperatur angewendet werden muss. Ist das Gutrösten auf dem untern Heerde beendigt, so wird die Röstpost durch die Arbeitsöffnung *h* herausgezogen und die auf dem obern Heerde *a* vorgeröstete nächste Post durch die bis dahin geschlossen gewesene Oeffnung *g* auf den untern Heerd *b* gebracht, der obere Heerd aber sofort wieder mit einer neuen Post rohen Röstgutes besetzt. Die Arbeitsöffnung, welche zum obern Röstraum führt, befindet sich, wie aus Fig. 51b ersichtlich ist, auf der der untern Arbeitsöffnung *h* entgegengesetzten Seite, weshalb auch 2 Arbeiter zugleich, ohne einander hinderlich zu sein, bei einem solchen Doppelofen beschäftigt sein können.

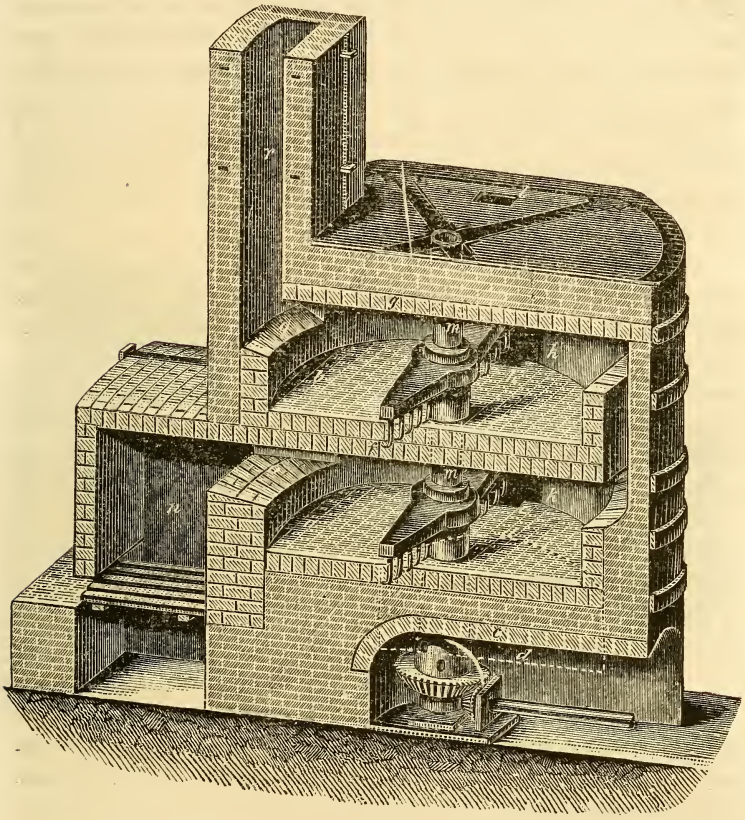
Einen andern Doppel-Röstofen, wie er in England*) vorgeschlagen und zur Ausführung gebracht worden ist, stellt Fig. 52 dar. Derselbe gleicht in sofern dem vorigen Ofen, als die von dem untern Heerde entweichende Hitze zur vorbereitenden Röstung auf dem obern Heerde benutzt wird, er weicht aber durch die zirkelrunde Form seiner beiden Heerde und auch dadurch von jenen ab, als das Durchrühren (Krählen) des Röstgutes nicht durch Menschenkraft, sondern durch Maschinenkraft bewirkt wird.

Der untere Heerd *a*, welcher einen Durchmesser von 12 Fuss hat, ruht auf dem Gewölbe *c*, zu beiden Seiten desselben befinden sich zwei andere Gewölbe, von denen das eine in der

*) Berg- u. hüttenmänn. Ztg. 1852, S. 265 ff.

Zeichnung durch punktirte Linien *d d* angedeutet ist; diese Gewölbe stehen durch Oeffnungen von 1 Quadratfuss Querschnitt

Fig. 52.



mit dem untern Heerde in Verbindung, eine dieser Oeffnungen ist bei *c* zu sehen. Das Gewölbe *f* des untern Heerdes dient zugleich als Träger für den obern Heerd *b*, es verlängert sich nach dem Feuerungsraum *n* hinaus, wo es zugleich das Gewölbe für denselben mit bildet, *o* die Feuerbrücke. Der Heerd hat an jeder Seite ein Arbeitsthor *k*, welches mit einer gusseisernen Thür verschlossen ist.

Auf der der Feuerbrücke gegenüber liegenden Seite wird durch einen Schlitz von 1 Fuss Breite und 4 Fuss Länge die

Verbindung des untern Heerdes mit dem obern hergestellt. Letzterer hat die Dimensionen des untern Heerdes und ebenfalls zwei verschliessbare Arbeitsthore, von denen das eine zu sehen und mit *k* bezeichnet ist; vor jedem der beiden Thore ist eine quadratische Oeffnung *h* von 1 Fuss Seitenlänge im obern Heerde zur Communication mit dem untern Heerde angebracht. Das Gewölbe *g* des obern Heerdes geht durch den Schlitz *q* in den Fuchs *r* über, welcher mit einer hohen Esse in Verbindung steht. Die Decke des Ofens, welche von zwei sich gegenüber befindlichen Löchern zum Aufgeben der Charge durchbrochen, und von denen das eine in der Zeichnung zu sehen und mit *l* bezeichnet ist, ist mit eisernen Platten belegt.

Durch den ganzen Ofen geht nun eine stehende gusseiserne hohle Welle *m*, welche am untern Ende über den Zapfen mit einem gusseisernen, konischen Rade besteckt ist. In dieses letztere greift ein kleines senkrechtes Kuppelrad, welches auf einer horizontalen Welle befestigt ist, so ein, dass mittelst desselben, sobald seine Welle mit einer Maschine in Verbindung gesetzt wird, die ganze stehende Welle *m* in rotirende Bewegung kommt. Die Welle hat am untern Ende mehrere Löcher, und ist am obern Ende offen, so dass beständig ein kalter Luftstrom durch sie hindurchgehen und sie kühl erhalten kann. Das obere Ende der Welle geht in einer Führung, welche in dem Mittelpunkte eines starken gusseisernen Kreuzes liegt, das auf der Decke des Ofens angebracht ist.

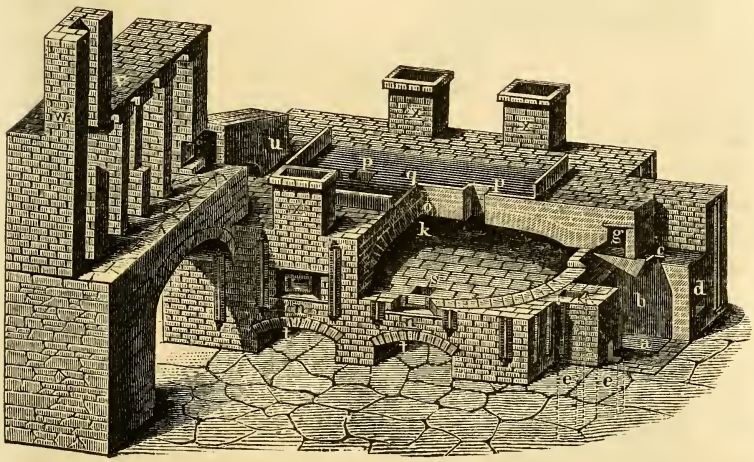
Ueber jeder der beiden Heerdsohlen befindet sich auf der Welle ein eiserner Kranz mit 2 dergleichen Armen, die an ihrer untern Seite mit Zinken aus Gusseisen so armirt sind, dass sie mit derselben Krähle bilden. Diese Zinken stehen 1 Zoll von der Heerdsohle entfernt und zwar so, dass die des einen Armes immer den Zwischenräumen des andern entsprechen. Wie aus der Zeichnung zu ersehen, ist der Ofen, um das Auseinandergehen desselben zu verhindern, stark verankert.

Das Chargiren des untern Heerdes geschieht dadurch, dass die auf dem obern Heerde abgeschwefelte Röstpost mit Krücken in die Löcher *h* gezogen wird, durch welche sie auf den untern Heerd fällt, nachdem die auf letzterem befindliche Röstpost, die vollständig todt geröstet worden, durch die

Zuglöcher *e* in die Gewölbe *d d* gekrückt worden ist. In Folge des Besetzens durch die beiden Oeffnungen *l* oder *h* ist die Charge in zwei grössere Haufen auf die Heerdsohle gestürtzt, die mit einer Krücke auseinander gezogen werden, ehe man die Maschine, welche den Krähl in Bewegung setzt, anlässt.

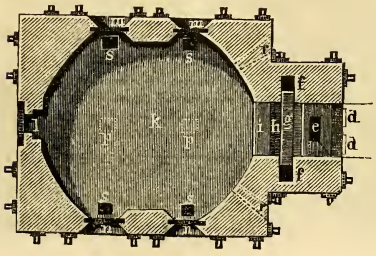
Fig. 53a, b und c zeigt die Einrichtung eines zum Rösten silberarmer, kiesiger und blendiger Erze bei den Freiberger Hütten angewendeten Röstofens mit Flugstaubkammern, dessen Feuerungsraum nach Art eines Gas-Generators eingerichtet

Fig. 53a.



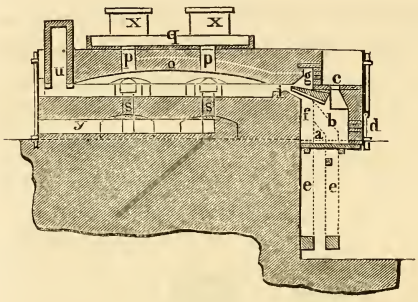

ist. *a* ist der Rost, auf welchem das feste Brennmaterial (ein Gemenge von Steinkohlen und Cyndern) auf Kosten der von aussen durch einen kurzen aber hohen Kanal durch die Zwischenräume des Rostes ziehenden atmosphärischen Luft sich auf bekannte Weise in gasförmiges Brennmaterial (Kohlenwasserstoffgas und Kohlenoxydgas) verwandelt; *b* der Generator, dessen Oeffnung *c* zum Aufgeben des festen Brennmaterials mit einer

Fig. 53b.



starken gusseisernen Platte zugedeckt und jede der bleibenden Fugen mit Asche verschüttet wird; *d d* sind Oeffnungen, zum Verschliessen eingerichtet, durch die man mittelst Gezäh in den Generator gelangen und das Brennmaterial, wenn es nöthig erscheint, auflockern kann; *e e* senkrecht stehende Luftkanäle, die im Aschenfall in horizontaler Richtung münden, durch welche zu beiden Seiten des Generators die Verbrennungsluft für das gasförmige Brennmaterial, nachdem sich dieselbe auf jeder Seite bei *f* in einen einzigen Kanal vereinigt hat, in einen horizontalen Kanal *g* gelangt und, da sie durch die heissen Wände erwärmt wird, in diesem Zustande durch einen, mit abnehmender Höhe zur Seite gerichteten breiten Kanal *h* (Fig. 53b) nach dem vordern Ende desjenigen breiten aber niedrigen und kurzen Kanals tritt, durch welchen die brennbaren Gase aus dem Generator in den Röstraum übergehen, so dass die warme Luft bei *i* mit diesen Gasen zusammentrifft und sofort eine Verbrennung derselben bewirkt; *k* ist der aus feuerfesten Thonplatten bestehende Röstheerd, *m m* und *n n* einander gegenüber stehende Arbeitsthüren, welche, so lange der Röster sie nicht zu öffnen braucht, mit einem Vorsetzblech geschlossen gehalten werden; o das über den Heerd gespannte Gewölbe, *p p* Oeffnungen, durch welche das zu röstende Erz von dem aus Eisenplatten bestehenden Trockenheerd *q* auf den Röstheerd herabgelassen wird, *r r* (Fig. 53b) Kanäle, durch welche während des Röstens nöthigen Falls atmosphärische Luft auf den Heerd geführt werden kann; *s s* Oeffnungen im Heerde, durch die das geröstete Erz in darunter befindliche überwölbte Räume *t t* gezogen und daselbst von untergeschobenen eisernen Karren oder Hunden aufgenommen wird, welche Oeffnungen aber während des Röstens mit eisernen Platten bedeckt werden. Im Heerdgewölbe und zwar über der für gewöhnlich vermauerten Thür *l* befindet sich der

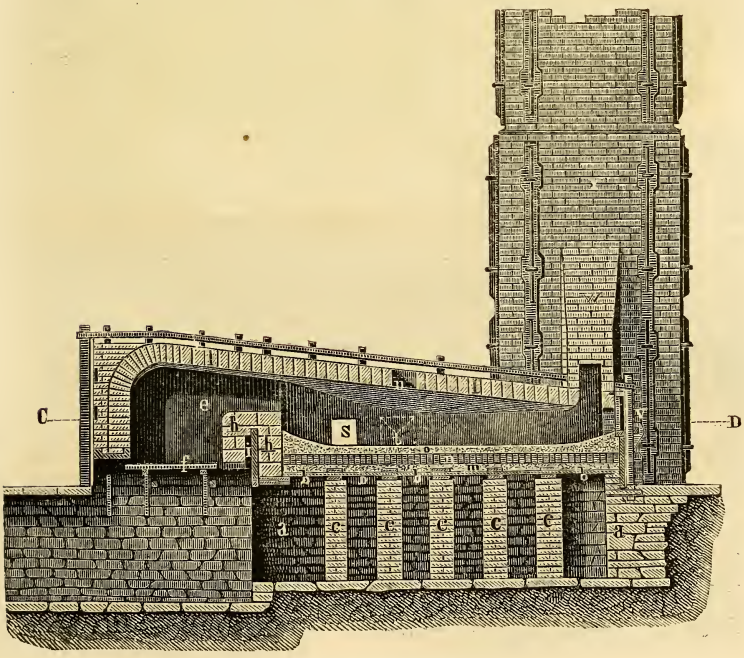
Fig. 53c.



Fuchs *u*, welcher die Verbrennungs- und Röstproducte nach dem Flugstaubkammer-System *v* führt, an letzteres schliesst sich die Esse *w* an. Der Ofen ist, wie aus der Figur zu ersehen, stark verankert. Zum Schutze der Arbeiter gegen die aus den Arbeitsöffnungen zuweilen in geringer Menge heraustretenden Gase und Dämpfe ist über jeder dieser Oeffnungen eine niedrige Esse *x* angebracht, die unter dem Dachraume des Röstgebäudes mündet, von wo aus die Gase und Dämpfe durch eine schlitzförmige, mit einem besondern Dache versehene Oeffnung ihren Abzug in die Atmosphäre finden. Endlich sind noch im Fundamente des Ofens, wie aus Fig. 53c zu ersehen, Kanäle angebracht, die zur Abführung der Feuchtigkeit im Ofengemäuer dienen.

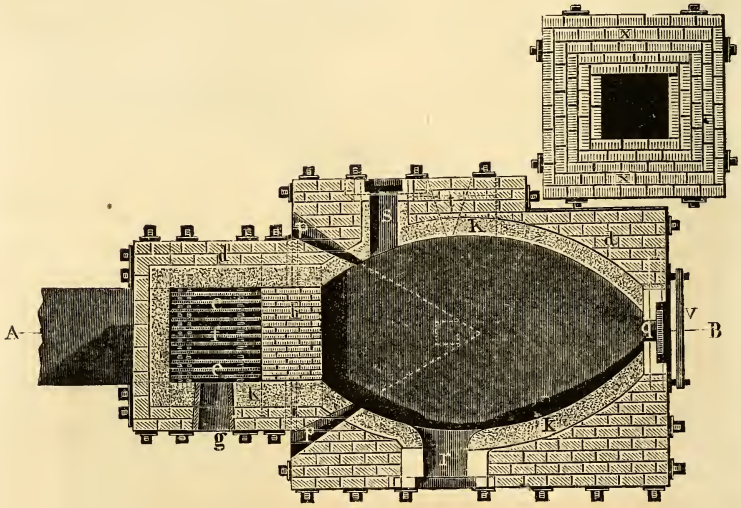
Fig. 54a und b zeigt einen Zugflammofen, welcher beim Silber- und Kupferhüttenbetrieb zum Verschmelzen von Erzen und Producten angewendet wird. (a) ist ein Verticaldurchschnitt nach der Linie *A B*, (b) ein Horizontaldurchschnitt nach *C D*.

Fig. 54a.



Das Umfassungsgemäuer *d* des Ofens ruht auf dem Fundament *a*, während der Heerd durch die Säulen c getragen wird. Die unterste Grundlage des Heerdes wird durch eiserne Platten *b* gebildet, welche unmittelbar auf den Tragsäulen aufliegen; auf diesen Platten befindet sich eine Sandschicht *m*, welche als Unterlage für die Ziegelschicht *n* dient, auf letzterer ruht der Schmelzheerd *o*, gewöhnlich aus einer künstlich zusammengesetzten Masse, nämlich Quarz und hochsilicirten Schlacken bestehend, von ovaler Gestalt und muldenförmig

Fig. 54b.



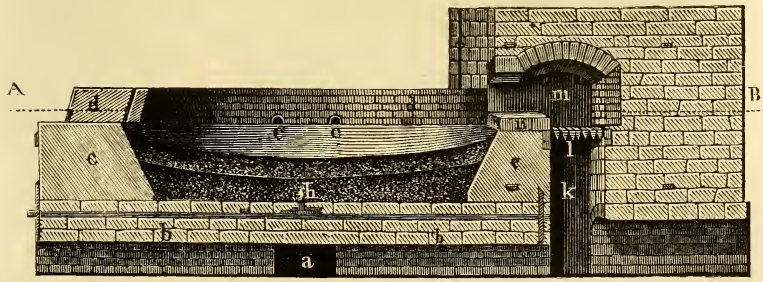

ausgetieft. *l* das Heerdgewölbe, welches auch über den Feuerungsraum *e* mit gespannt ist, *u* eine Oeffnung im Gewölbe zum Einbringen der Beschickung in den Ofen, *h* die auf eisernen Platten ruhende Feuerbrücke mit dem Abkühlungskanal *i*, *f* der Rost, *g* die Schüröffnung, *r* und *s* zwei in den Längenseiten des Ofens angebrachte Oeffnungen, um während des Processes und bei vorzunehmenden Reparaturen bequem in denselben gelangen zu können, sie sind für gewöhnlich durch aufziehbare Thore geschlossen. *p* Luftzuführungskanäle, die indess nur in besondern Fällen benutzt werden, *q* die eigentliche Arbeitsöffnung, vor derselben befindet sich ein horizontal liegendes Eisen *v* zur Auflagerung für das sehr lange Gezäh.

Die Oeffnung zum Ablassen des auszubringenden Productes, die Stichöffnung, ist bei *t* angedeutet, um dieses Abstechen vollkommen bewerkstelligen zu können, ist der Heerd von allen Seiten nach dieser Oeffnung zu etwas geneigt. *w* der in schräger Richtung nach der Esse *x* ansteigende Fuchs. Der innere Theil *k* des Ofens, welcher von der hohen Temperatur am meisten zu leiden hat, ist aus feuerfester Masse hergestellt. Wie aus der Figur zu ersehen, ist der Ofen sowohl wie die Esse stark verankert, die Federn der Verankerung sind mit gusseisernen Platten hinterlegt.

β) Gebläse-Flammöfen. Die Flammöfen mit Gebläse dienen, wie schon früher erwähnt, zu oxydirenden Schmelzungen, wie z. B. zur Trennung des Silbers vom Blei, zum Reinigen des Kupfers von Antimon, Arsen etc.

Die folgenden Figuren, Fig. 55a, b und c stellen einen Treibheerd dar, welcher zur oxydirenden Schmelzung von silberhaltigem Blei oder zum sogenannten Abtreiben dient. Zum Unterschied von den anders construirten englischen Treibheerden wird ein solcher Ofen ein deutscher Treibheerd genannt. (a) ist ein Verticaldurchschnitt nach der Linie *C D* in (b), (b) ein Horizontaldurchschnitt nach *A B* in (a), (c) eine perspectivische Ansicht des Ofens.

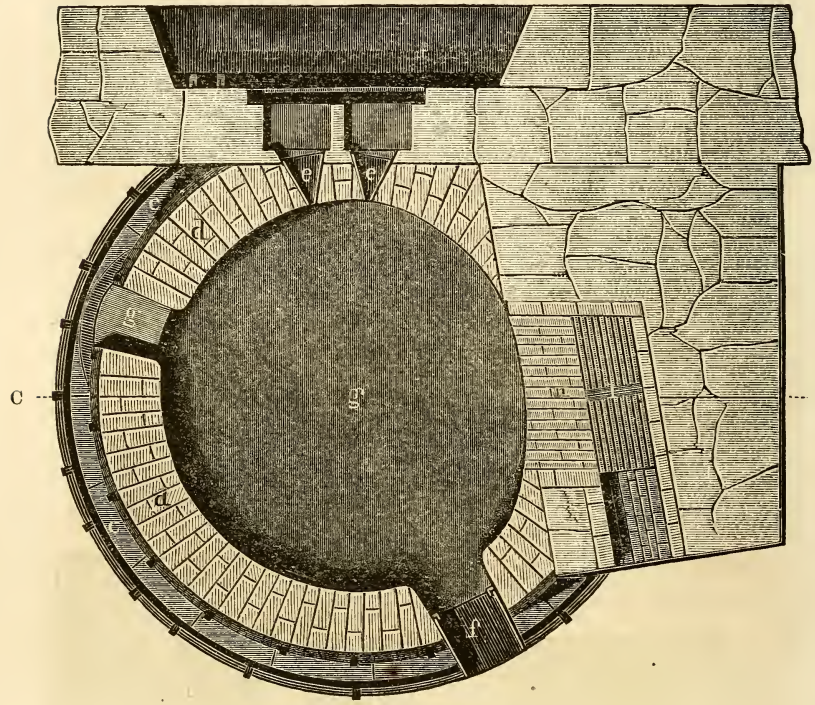
Fig. 55a.




*a* Kreuzabzüchte im Fundamente *b* des Ofens, *c* der Hauptkranz, entweder aus Werkstücken von Sandstein oder Ziegeln bestehend, in demselben sind zahlreiche nach dem Innern des Ofens führende Oeffnungen *o* (s. Fig. 55c) angebracht, um der Feuchtigkeit einen Ausweg zu verschaffen. Innerhalb des durch den Hauptkranz gebildeten Raumes befindet sich zu unterst

die Schlackensohle *h*, auf derselben ein Ziegelheerd oder eine aus Thon und Quarz hergestellte Sohle *g*, hierauf aber die eigentliche Treibesohle von Kalkmergel oder ausgelaugter geglühter Holzasche. Ueber dem Hauptkranze befindet sich der kleine oder Ziegelkranz *d*, in ihm sind die beiden

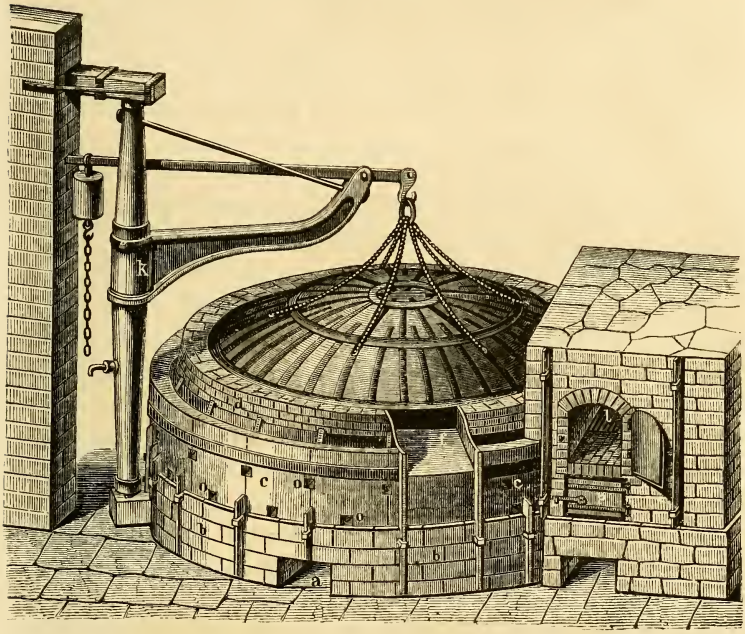
Fig. 55 b.




Formen oder Kannen *e* angebracht, an ihrer vordern Mündung haben sie bewegliche herabhängende Klappen, welche durch den Windstrom geöffnet werden, und ihm eine niederwärts gehende Richtung ertheilen, die Oberfläche des geschmolzenen silberhaltigen Bleies wird dadurch vollständiger getroffen und der Oxydation ausgesetzt. In dem Ziegelkranz ist ferner das Schürloch *q* und das von eisernen Platten eingefasste Glättloch *f* angebracht. Durch das Schürloch, welches seinen Namen aus der Zeit noch hat, wo das Brennmaterial auf dem Heerde verbrannt und durch diese Oeffnung ein-

getragen wurde, ziehen Flamme und Rauch aus dem Heerde ab, auch dient es zum Nachsetzen desjenigen Werkbleies, welches bei Beginn des Abtreibens auf dem Heerde nicht Platz finden konnte. Durch das Glättloch werden Abzug, Abstrich und Glätte entfernt. Aus der perspectivischen Ansicht Fig. 55c ist gleichzeitig die gewöhnlichere Art der Ueberwölbung

Fig. 55c.




eines solchen Ofens zu ersehen, nämlich eine niedrige, bewegliche Kuppel, der sogenannte Treibehut oder die Haube, welche auf dem Ziegelkranze aufruht. Dieser Hut besteht aus einem an der untern Seite mit Eisenblech bekleideten Gerippe von eisernen Schienen, auf dem Eisenbleche ist auf der dem Ofeninnern zugekehrten Seite ein Anschlag von Lehm, Thon oder feuerfester Masse befestigt, welcher dadurch einen bessern Halt bekommt, dass in dem Bleche eine grosse Anzahl sich nach innen wendender eiserner Haken (Federn) befestigt ist. An der Stelle, wo der Treibehut den Windofen berührt, hat ersterer eine ab-

geschnittene Kante, damit er sich scharf an das Gemäuer des Windofens anlegt, überhaupt werden alle Fugen zwischen dem Gemäuer und dem Treibehute vor Beginn des Treibens mit Lehm verstrichen oder mit Sand verschüttet. Ein drehbarer Krahn *K*, an welchem der Hut, wie aus der Figur zu ersehen, mittelst Ketten hängt, dient dazu, ihn auf- und zur Seite zu heben, es geschieht dies nach beendigtem Treibeprocess, um den gebrauchten Mergelheerd bequem entfernen und von neuem herstellen zu können. Statt dieser beweglichen Haube hat man wohl auch an einigen Orten feste Hauben, aus einer gemauerten Kuppel bestehend; die erstere Construction ermöglicht ausser mehreren Bequemlichkeiten für die Arbeiter ein schnelleres Abkühlen des Heerdes und sonach einen kürzer auf einander folgenden Gebrauch des Ofens.

Den mit Gebläse versehenen Schachtöfen gegenüber gestatten die Flammöfen die Anwendung roher, meist weniger kostbarer Brennmaterialien, erfordern keine Umtriebs- und Gebläsemaschinen und lassen ein grösseres Durchsetzquantum zu, andrerseits müssen sie aber ganz besonders solid aus gewöhnlich kostbareren Materialien hergestellt sein und verlangen die mit nicht geringen Kosten verbundene Erbauung und Unterhaltung hoher Essen; auch lässt sich in den Flammöfen, wenigstens für die Dauer, keine so hohe Temperatur erreichen, als in den Schachtöfen, weil sie eben nur die Anwendung unverkohlter Brennmaterialien zulassen, welche einen geringeren pyrometrischen Wärmeeffect besitzen als die in den Schachtöfen zur Verwendung kommenden verkohlten, auch ihre Construction nicht ein solches Vorwärmen des Brennmaterials gestattet, wie es in den Schachtöfen der Fall ist, wo dasselbe durch die aufsteigenden heissen Gase einen hohen Hitzgrad bereits erlangt hat, ehe es zur vollständigen Verbrennung kommt. Man vermag ferner bei den gewöhnlichen Flammöfen durchaus nicht eine so vollkommene Verbrennung des Brennmaterials zu erzielen, dass die durch die Esse abziehenden Gase nicht beträchtliche Mengen unbenutzten Brennstoffs mit fortführen, obwohl gleichzeitig noch unzersetzte atmosphärische Luft in ihnen enthalten ist. Die durch den Rost einströmende atmosphärische Luft findet nämlich auf ihrem sehr kurzen Wege durch die Brennmaterialschicht und den Ofenraum nicht

hinreichende Gelegenheit sich zu erwärmen und zu zersetzen so dass sie häufig erst in der Esse nach Erlangung der nöthigen Temperatur und vollkommenen Mengung mit den noch unverbrannten Gasen zur Verbrennung gelangt; wenn es daher hauptsächlich darauf ankommt, dass sich Verbrennungsluft und brennbare Gase in hinreichender Menge und am rechten Orte mit einander mengen, so wird dies noch am vollständigsten bei den Gasflammöfen erreicht, und zwar bei denjenigen, bei welchen die Verbrennung der Gase durch Gebläseluft bewirkt wird. Auch die Benutzung des entwickelten Wärmegrades und Wärmequantums geschieht bei den Flammöfen in geringerem Maasse als bei den Schachtöfen, indem der zu erhitzende Körper fast nur von der strahlenden Wärme getroffen wird. Nach Peclet soll bei Flammöfen für hohe Temperaturen die auf dem Heerde genutzte Wärme nicht über $^1/_8$ bis $^1/_{10}$ derjenigen Wärme betragen, welche das Brennmaterial bei seiner vollkommenen Verbrennung zu erzeugen im Stande ist.

Durch ein sinnreiches, mit der Beschaffenheit des dortigen Brennmaterials zusammenhängendes Verfahren ist man auf den Walcser Kupferhütten zu einer sehr vollkommenen Ausnutzung des Brennmaterials in Flamm-Röst- und Schmelzöfen gelangt unter gleichzeitiger Verwerthung von kleinem Brennmaterial und besonders von staubartigen Sandkohlen.*) Es geschieht dies durch Herstellung und Unterhaltung sogenannter Klinker-Roste. Ein solcher Rost wird von den Arbeitern aus der sinternden und schmelzenden Asche (Klinker) gebildet, die sich fortwährend am untern Theile des in der Verbrennung begriffenen Brennmaterials erzeugt. Die Höhe dieser Klinkermasse, deren unterer Stützpunkt aus nur wenigen Eisenstäben besteht, beträgt 2—3 Fuss, auf ihr ruht eine beinahe ebenso hohe Schicht Brennmaterial. Der Arbeiter giebt von Zeit zu Zeit frische Kohlen auf und bricht nach Bedürfniss von dem untersten Theile einige Stücke

*) Le Play, Beschreibung der Hüttenprocesse, welche in Wales zur Darstellung des Kupfers angewendet werden. Deutsch von C. Hartmann. 1851. S. 54.

los, die Luft aber strömt fortwährend durch eine Anzahl Oeffnungen, die in den glühenden teigigen Klinkern mit Vorsicht gemacht und unterhalten werden, mitten in die kohlige Masse, nachdem sie vorher auf diesem Wege eine ihre Wirkung ausserordentlich befördernde hohe Temperatur erlangt hat.

Eine ökonomischere Verwendung des Brennmaterials bei der Flammofenfeuerung hat man ferner durch Anwendung des sogenannten Treppenrostes*) erlangt, bei welchem die Roststäbe, anstatt wie gewöhnlich horizontal neben einander zu liegen, sich treppenförmig in gewissen Zwischenräumen über einander befinden. Ueber den obersten Roststäben ist ein Trichter zur Aufnahme des Brennmaterials angebracht, beim Ziehen eines Schiebers verbreitet sich dasselbe über den Rost, die entstandene Asche aber sammelt sich am untern Ende des Rostes und kann hier leicht durch eine für gewöhnlich verschlossene Oeffnung entfernt werden. Luft und Brennmaterial können auf diese Weise fortwährend gleichmässig in den Verbrennungsraum gelangen, auch lässt eine derartige Vorrichtung die Verwendung von wohlfeilern Kohlenklein zu, welches bei horizontalen Rosten zwischen den Stäben hindurchfallen würde.

Bei Anwendung von Holz gestattet die sogenannte Pultfeuerung**) eine sehr vollkommene Benutzung des Brennmaterials und Hervorbringung einer sehr hohen Temperatur. Bei dieser Art von Feuerung ist kein eigentlicher Rost vorhanden und der Feuerraum geht durch die für gewöhnlich darüber befindliche Gewölbemauerung frei durch. An zwei gegenüber stehenden Wänden desselben befindet sich oben ein Vorsprung zum Auflegen der ziemlich gleich langen Holzscheite an ihren beiderseitigen Enden, sie bilden dadurch gleichsam selbst den Rost, der sich daher hier oberhalb der Feuerbrücke befindet. Der Eintritt der atmosphärischen Luft erfolgt sonach von oben her durch den freien Raum zwischen den Scheiten, und die Flamme wird durch den Zug der Esse nach abwärts über eine Feuerbrücke in den Arbeitsraum geführt. Der Feuerungsraum hat unterhalb der Feuerbrücke eine Sohle

*) Tunner, Jahrbuch 1852. S. 246.

**) Tunner, Jahrbuch für den österr. Berg- und Hüttenmann 1847. S. 158; ebenso Berg- und hüttenmänn. Ztg. 1848. S. 226.

von Kohlenlösche; die zuerst in der Mitte abgebrannten Scheite, welche fortwährend durch frische ergänzt werden, fallen bis auf diese Kohlenlöschfüllung nieder und verbrennen dort noch vollständig, während die dabei entwickelten Verbrennungsgase ebenfalls ihren Weg über die Feuerbrücke in den Arbeitsraum nehmen. Jedenfalls wird durch eine derartige Einrichtung der Brennmaterialverlust verhindert, welcher für gewöhnlich durch das durch den Rost fallende Brennmaterial entsteht. Auch für Steinkohlen und Torf wendet man derartige Pultfeuer an.*)

d) Gefässöfen. Man bezeichnet damit solche Oefen, in denen sich die zu behandelnden Substanzen weder mit dem Brennmaterial noch mit der Flamme desselben in unmittelbarer Berührung befinden, sondern in Gefässen eingeschlossen, erhitzt werden. Mit dieser aus verschiedenen Gründen nothwendigen Absonderung der Substanz von dem Brennmaterial und dessen Flamme, ist natürlich auch ein grosser Aufwand von Brennmaterial erforderlich, da die Wärme jene Gefässwände erst durchdringen muss, ehe sie auf die Substanz einwirken kann.

Man pflegt die Gefässöfen entweder nach der Form der zur Aufnahme der Substanzen bestimmten Gefässe einzutheilen, wie z. B. in Tiegel-, Röhren-, Retorten-, Muffelöfen, oder auch nach den darin vorzunehmenden hüttenmännischen Processen in Röst-, Schmelz-, Saiger-, Sublimir-, Destillir- und Cementirgefässöfen.

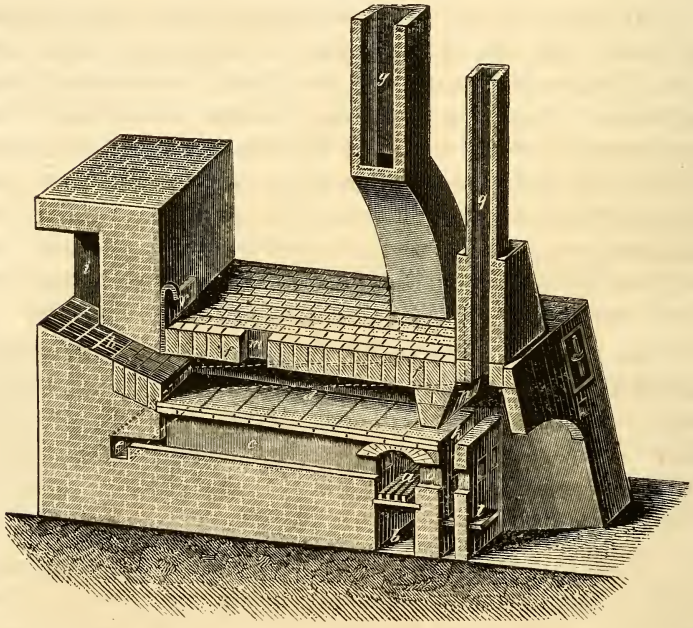
α) Röstgefässöfen. Es gehören hierher besonders diejenigen Oefen, welche man zum Rösten von Arsenmetallen des Eisens, Nickels und Kobalts (Arseneisen und Speisskobalt), sowie des Arsenkieses anwendet, wenn zugleich eine Gewinnung der bei der Röstung sich bildenden arsenigen Säure (Giftmehl) damit verbunden ist und die Röstung nicht bei Holz- sondern bei Steinkohlenfeuerung bewerkstelligt wird. Jede Berührung des Brennmaterials oder der Flamme desselben mit der flüchtigen arsenigen Säure ist, wegen einer Verunreinigung oder theilweisen Reduction derselben nachtheilig, man umgeht

*) Berg- und hüttenmänn. Zeitg. 1848. S. 281.

aber diesen Nachtheil, wenn man einen Muffelröstofen in Anwendung bringt.

An der Stelle einer wirklichen, aus gusseisernen oder thönernen Platten hergestellten Muffel, die ringsherum von der Flamme des Brennmaterials umspielt wird und deshalb leicht der Zerstörung unterworfen ist, wendet man auch nur einen muffelförmigen Raum an und sucht, der bessern Haltbarkeit wegen, die Wände desselben, so weit es sich thun lässt, mit den Wänden des Ofens zu verbinden, wie aus Fig. 56 hervor-

Fig. 56.



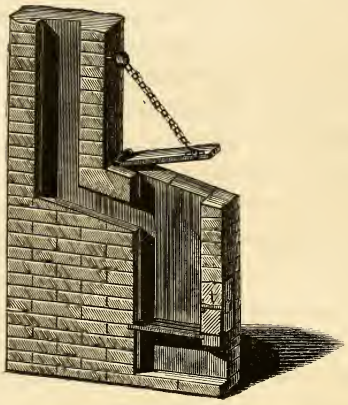
geht, welche einen Röstofen darstellt, wie er zu Reichenstein in Schlesien zum Rösten von Arseneisen und Arsenkies angewendet wird.

*a* der Rost, *b* der Aschenfall, *d* der aus einer doppelten Lage feuerfester Thonplatten bestehende 11 Fuss lange und 7 Fuss breite Heerd, auf welchem das zu röstende Erz zu liegen kommt, und der von unten durch 5 parallel laufende Kanäle, von denen jedoch nur der eine *c* in der Zeichnung zu sehen ist, vom Feuerungsraume aus erhitzt wird. Die Flamme tritt nämlich zuerst in die 5 Kanäle, gelangt dann in

den Querkanal *e* und aus diesem durch 2 andere im Seitengemäuer des Ofens angebrachte Kanäle, von denen der eine *f* in punktirten Linien angedeutet ist, in schräger Richtung nach der Doppelesse *g*. Die während der Röstung sich bildenden flüchtigen Röstproducte treten durch den Kanal *h*, welcher mit einem eisernen Schieber *r* verschlossen werden kann, in den Raum *i* und gelangen von hier in die Condensationsräume für die arsenige Säure. *k* ist eine durch den Schieber *l* verschliessbare schlitzförmige Vertiefung am vordern Theile des Heerdes, durch welche das abgeröstete Erz in einen unter dem Ofen befindlichen gewölbten Raum gezogen und worauf der vorher geöffnete Schieber *l* wieder geschlossen wird Während des Abröstens der einen Post wird eine andere auf der Decke des Ofens vorgewärmt und nach dem Ausziehen der abgerösteten Post durch die Oeffnung *m* auf den Heerd gebracht. Um eine möglichst vollkommene Verbrennung des Brennmaterials — der Steinkohle — auf dem Roste zu bewirken, befinden sich in der vordern Seite des Ofens 5 Oeffnungen neben einander, von denen in der Zeichnung 3, die eine mit *n* bezeichnet, zu sehen sind; mit diesen Oeffnungen correspondiren 5 andere *o*, welche zu dem Feuerungsraume führen, so dass auf diese Weise die nöthige Menge an atmosphärische Luft leicht zugeführt werden kann. An der Arbeitsöffnung *p* ist, wie bei den Flamm-Röstöfen, eine Walze zur Unterstützung des Röstgezähes angebracht, in der Zeichnung aber nicht angedeutet. *q* ist ein Schornstein mit dazu gehörigem Rauchmantel, welcher die bisweilen in geringer Menge aus der Arbeitsöffnung sowie die aus der ausgezogenen Röstpost noch entweichenden arsenhaltigen Dämpfe aufnimmt, damit die Arbeiter nicht belästigt werden.

*β*) Schmelz-Gefässöfen. Hierher gehört der gewöhnliche Windofen Fig. 57, dessen man sich bei Tiegelschmelzungen bedient. Der Tiegel steht mit Brennmaterial (Holzkohlen oder Kokes) umgeben auf dem Rost. Die über dem Schachte befindliche eiserne Fallthür bleibt während des Schmelzens geschlossen und wird nur beim Eintragen von Brennmaterial oder beim Herausnehmen des Tiegels geöffnet. Der zum Herausheben eingerichtete feuerfeste künstliche Stein *t* an der vordern Wand des Ofens verschliesst eine

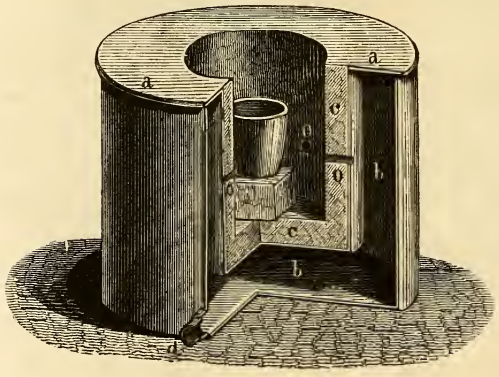
Fig. 57.



Oeffnung, welche man bei derartigen Oefen anzubringen pflegt, um den Tiegel nach beendigter Schmelzung bequemer herausnehmen zu können, als diess von oben geschieht. Der Zutritt der zur Verbrennung des Brennmaterials erforderlichen Luft erfolgt durch den Aschenfall, die Verbrennungsprodukte gelangen durch einen Fuchs in eine Esse, welche je nach ihrer Höhe einen mehr oder weniger starken Zug im Ofen hervorbringt.

Zu gewissen Schmelzungen, bei denen eine sehr starke Hitze erforderlich ist, bedient man sich eines Sefström'schen Gebläseofens, wie ihn Fig. 58, monodimetrisch gezeichnet, darstellt. Ein solcher Ofen besteht aus zwei Cylindern von starkem Eisenblech, welche durch den Ring *a* mit einander verbunden sind, so dass zwischen beiden ein leerer Raum *b* bleibt. Der innere Cylinder ist mit einer feuerfesten Thonmasse *c* ausgeschlagen, in diesem Raume befindet sich der Tiegel, welcher gewöhnlich auf einen feuerfesten Stein gestellt wird. Die Oeffnung *d* im äussern Cylinder steht mit einem Blasebalg in Verbindung. Die in den Raum *b* eingeblasene Luft tritt durch mehrere in den Wandungen des innern Cylinders im Kreise angebrachte Oeffnungen *o* in den Schmelzraum und trifft hier auf das Brennmaterial, so dass der Tiegel

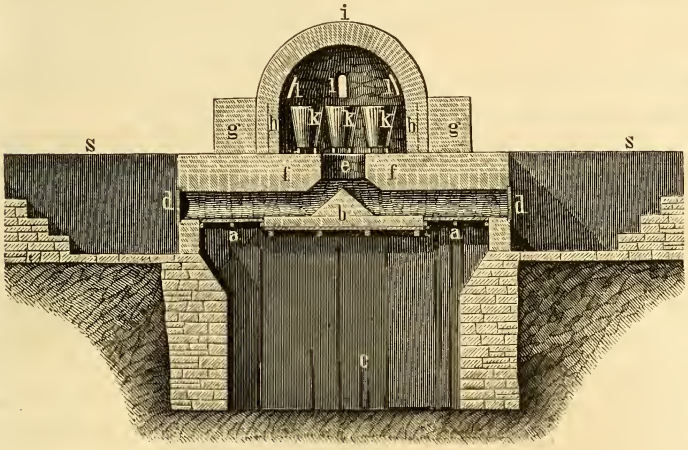
Fig. 58.



von allen Seiten einer gleichförmigen, sehr hohen Temperatur ausgesetzt werden kann.

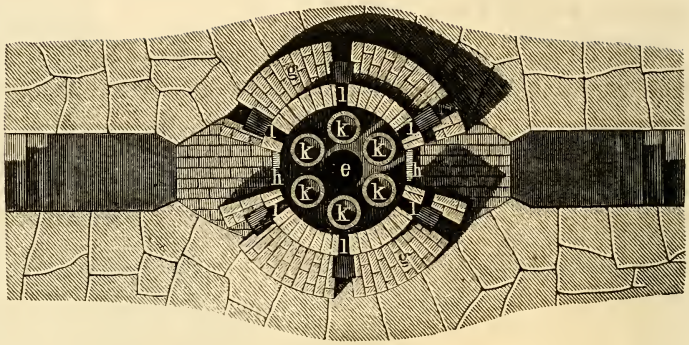
Fig. 59 (a) und (b) zeigt einen Blaufarbenofen, in welchem die Smalte, ein durch Kobaltoxyd blau gefärbtes Glas, dargestellt wird. In dem vertikalen Durchschnitt Fig. 59 (a) ist *c* der Aschenfall, *a*, *a* die beiden Roste mit den Schüröffnungen *d*; *b* der sogenannte Gluthstein, welcher seine Unterstützung auf eisernen Platten findet, *e* das Gluth- oder Flammloch,

Fig. 59a.




durch welches die Flamme in den durch ein kuppelförmiges Gewölbe *i* überdeckten Ofenraum tritt. *g* Umfassungsmauer des Ofens, *f* das sogenannte Gesäss oder die Bank, auf welcher rings um *e* sechs auch acht grössere Schmelztiegel, Häfen, *k* auf Ziegeln stehen. *l* Arbeitsöffnungen, durch welche auch die Flamme ihren Ausweg nimmt und die nach Befinden während des Schmelzens verschlossen werden können. *s* Hüttensohle, von welcher man auf Stufen zu den Rosten gelangen kann. Fig. 59 (b) stellt eine Ansicht des Ofens von oben dar und zwar nach einem Durchschnitt in der Höhe der Arbeitsöffnungen, wo sämmtliche sechs Häfen zu sehen sind. Um bei Reparaturen in das Innere des Ofens gelangen zu können, sowie zum Herausnehmen der unbrauchbar gewordenen und zum Einsetzen neuer Schmelzgefässe, befinden sich bei *h*

Fig. 59b.




grössere Oeffnungen, welche für gewöhnlich mit feuerfesten Ziegeln zugesetzt sind.

$\gamma$) Saiger-Gefässöfen. Fig. 60 (a) und (b) stellt einen Wismuth-Saigerofen neuerer Construction dar, und zwar (a) einen Verticaldurchschnitt nach *C D* in (b), und (b) einen Horizontaldurchschnitt nach *A B* in (a). *a, a..* vier geneigtliegende gusseiserne Röhren, in welchen das der Saigerung zu unterwerfende Wismutherz durch das hintere erhöhtliegende Ende *c* gebracht wird; geneigt liegen die Röhren deshalb, damit das ausgesaigerte Wismuth durch das tiefer liegende Ende abfliessen kann; das Metall sammelt sich in der an diesem Ende stehenden eisernen Schale *b*. Die Feuerung erfolgt von dem Roste *g* aus, die Flamme umspielt die Röhren und entweicht durch die zwischen denselben und ausserhalb der beiden äussersten vorhandenen fünf Essen *d, d* ... welche

Fig. 60a.

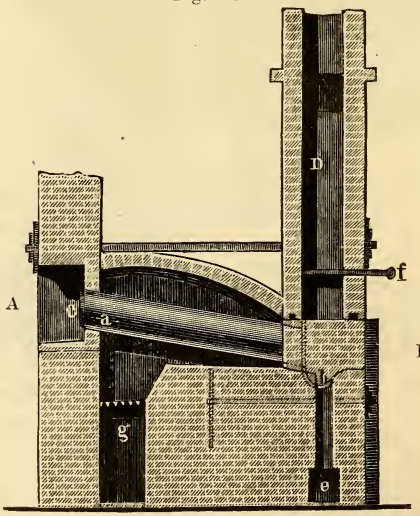
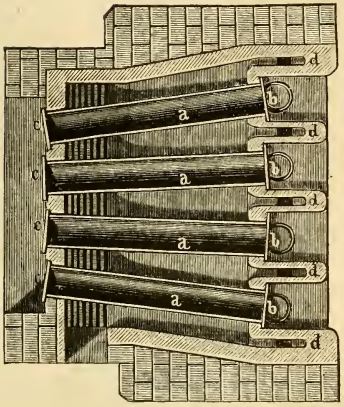


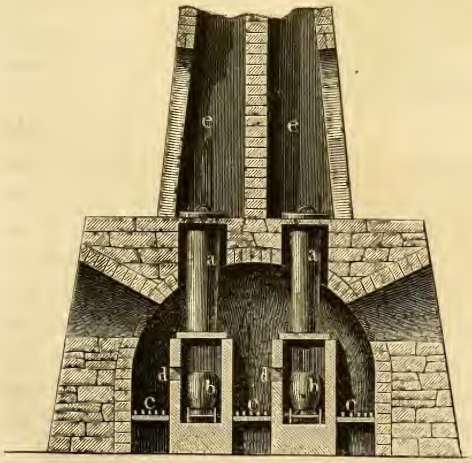
Fig. 60b.




nach oben in einer gemeinschaftlichen grössern Esse *D* ausmünden. Der Zug wird in jeder Esse durch einen Schieber regulirt, von den 5 Schiebern ist nur einer, *f*, in (a) zu sehen. *e* ein Sammlungsraum für die von der Flamme mit fortgeführte Asche, welche durch einen unter jeder Esse angebrachten senkrechten Kanal in diesen Raum fällt.

Einen Antimon-Saigerofen zeigt Fig. 61. *a*, *a* Thongefässe, in welche das zum Aussaigern bestimmte Erz gebracht wird. Nach geschehener Füllung werden diese Gefässe an ihrem obern Ende mit einem Deckel geschlossen, im Boden aber haben sie eine Oeffnung, durch welche das ausgesaigerte Schwefelantimon in untergestellte Gefässe *b* tropft; um letztere bequemer vor- und zurückschieben zu können, stehen sie auf einem kleinen beweglichen Gestell. *c*, *c*, *c* drei Roste, die aufsteigende Flamme umgiebt die Saigergefässe auf ihre ganze Höhe und zieht dann durch *e* ab, *d*, *d* Oeffnungen auf beiden Seiten des Untergestells jener Gefässe, von denen jedoch, da sie nicht genau einander gegenüber liegen, nur zwei zu sehen sind, sie dienen lediglich

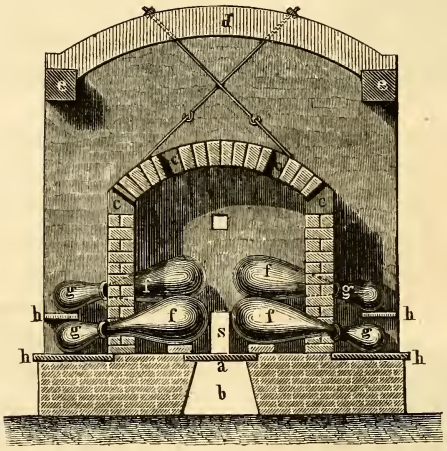
Fig. 61.



zum Einleiten von Wärme vom Feuerungsraum aus, damit das niedertropfende Schwefelantimon nicht erstarrt. In den Feuerungsraum sowohl als in die Esse führen in der Figur angedeutete Oeffnungen, welche während des Betriebes geschlossen sind und nur bei den im Ofen nothwendigen Arbeiten geöffnet werden.

δ) Destillir-Gefässöfen. Fig. 62 stellt einen Quecksilber-Destillirofen mit Retorten vor. *a* der Rost, *b* der Aschenfall, *s* die eine Schüröffnung, indem sich an dem andern in der Figur nicht sichtbaren Ende des länglich viereckigen Ofens ebenfalls eine befindet. Die eisernen Retorten *f*, in welche das der Destillation zu unterwerfende Erz gebracht wird, liegen auf jeder der beiden langen Seiten des Ofens in zwei Reihen über einander, ihre Hälse münden durch diese Seitenmauern in den Vorlagen *g* aus, welche auf eisernen Unterlagen *h* ruhen. Die Flamme umspielt vom Roste aus alle Retorten, die Verbrennungsprodukte aber entweichen durch die Oeffnungen *c*, *c* . . im Gewölbe des Ofens. Die Erhitzung sämmtlicher Retorten wird dadurch möglichst gleichförmig bewirkt, dass diese Abzugsöffnungen im Gewölbe abwechselnd vertheilt sind. Um einem zu bedeutenden Drucke des Gewölbes gegen die schwachen Seitenmauern des Ofens zu begegnen, wird das Gewölbe durch mehrere Kreuzeisen mit gehalten, welche oben in eisernen Bögen *d*, die wieder auf starken Eisenstangen *e* aufliegen, befestigt sind.

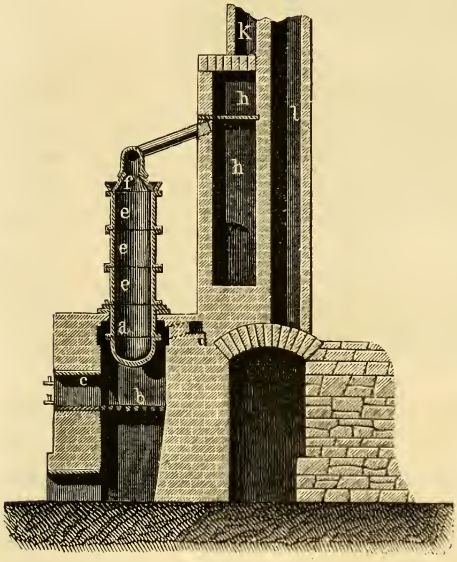
Fig. 62.




ε) Sublimir-Gefässöfen. Fig. 63 zeigt einen zum Raffiniren der arsenigen Säure gebräuchlichen Ofen. Der eingemauerte Kessel *a* ist zur Aufnahme der arsenigen Säure

bestimmt, er besteht aus zwei Theilen, damit man den untern Theil, welcher durch die Hitze sehr bald zerstört wird, auswechseln kann. Auf diesen Kessel kommen die Cylinder *e* zu stehen, der oberste derselben wird mit dem Hute *f* bedeckt, aus welchem ein Rohr in die Verdichtungskammer *h* führt. Diese Kammer ist durch einen Scheider in zwei Theile getheilt, aus dem obern führt eine Esse *k* die nicht verdichteten Dämpfe in die Atmosphäre. *c* die Schüröffnung, *b* der Rost. Von dem Feuerungsraum führen 2 Füchse zunächst in einen horizontalen Kanal *d*, wenn, wie es gewöhnlich der Fall ist, mehrere solcher Apparate neben einander stehen, von hier aber treten die Verbrennungsproducte durch einen gemeinsamen etwas ansteigenden Kanal in die Esse *l*. Ein Theil der arsenigen Säure schlägt sich an den Cylinderwänden als eine Rinde nieder und schmilzt durch die Hitze zu einer glasigen Masse zusammen, die sich hier nicht niederschlagenden Dämpfe condensiren sich wie schon erwähnt in der Kammer *h* zu einem Sublimat.

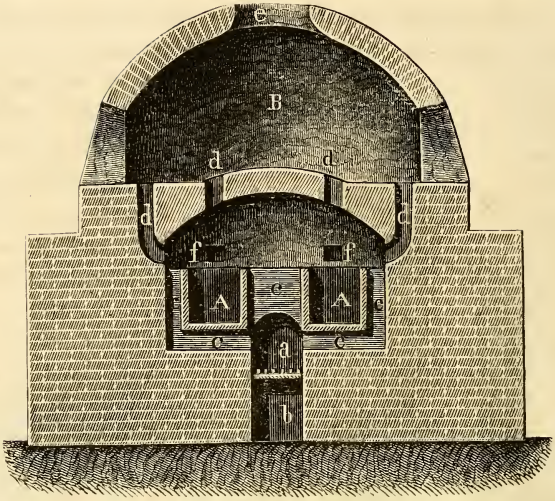
Fig. 63.




ζ) Cementir-Gefässöfen. In diesen Oefen bewirkt man die Umwandlung des Stabeisens in Stahl durch Glühen mit Kohle in verschlossenen Gefässen, Kästen, von feuerfestem Thon oder dergl. Ziegeln. Fig. 64 (a) und (b) zeigt die Einrichtung eines solchen Ofens und zwar (a) im Vertikal- und (b) im Horizontaldurchschnitt.

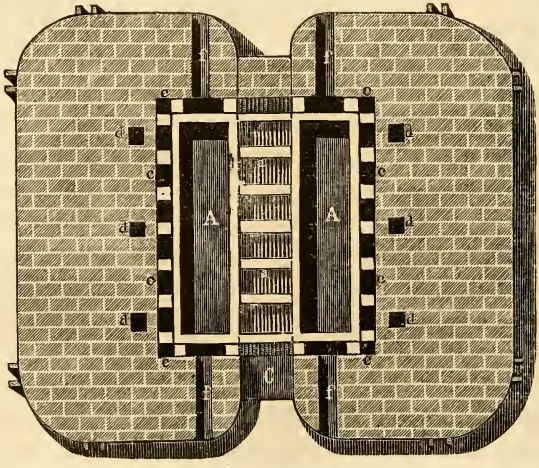
*A A* die Kästen, in denen sich die Stabeisenstäbe mit Kohle befinden. Bei der Grösse dieser Kästen, ihrem Gewichte und der hohen Temperatur, welche sie auszuhalten

Fig. 64a.




haben, müssen die Wände derselben, wie aus (b) zu ersehen, durch eingesetzte feuerfeste Thonsteine gut unterstützt werden. Die Kästen stehen ferner nicht unmittelbar mit ihrem Boden auf dem Heerde des Ofens, sondern auf ähnlichen, in gewissen Zwischenräumen von einander befindlichen Thonsteinen, damit sie auch an der untern Seite von den Flammen getroffen und umspielt

Fig. 64b.



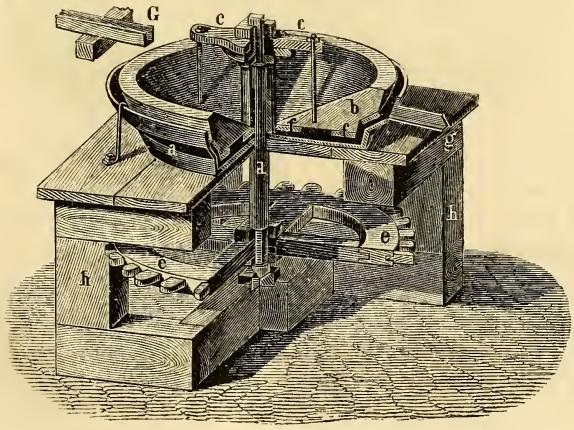
werden können. *a* der Rost, die aus dem Brennmaterial entwickelte Flamme steigt durch alle Räume *c* zwischen den eingesetzten Thonsteinen empor und zieht durch die Kanäle *d* in den Raum *B*, von hier aber durch *e* in eine Esse. Der Raum *B*, in welchen man durch 2 für gewöhnlich verschlossene Oeffnungen gelangen kann, dient zum vorläufigen Brennen neuer Thonkästen. Durch die Oeffnung *C* erfolgt das Füllen und Leeren der Kästen, gegenüber dieser Oeffnung an der andern Seite des Ofens befindet sich die Schüröffnung; *b* der Aschenfall, *f*, *f* . . Oeffnungen, durch welche man zur Beurtheilung des Processes Probestäbe aus den Kästen herausnehmen kann.

## B. Apparate zu den Hüttenprocessen auf nassem Wege.

Von den hierher gehörigen Apparaten sollen nur einige der hauptsächlichsten in Nachstehendem beschrieben werden.

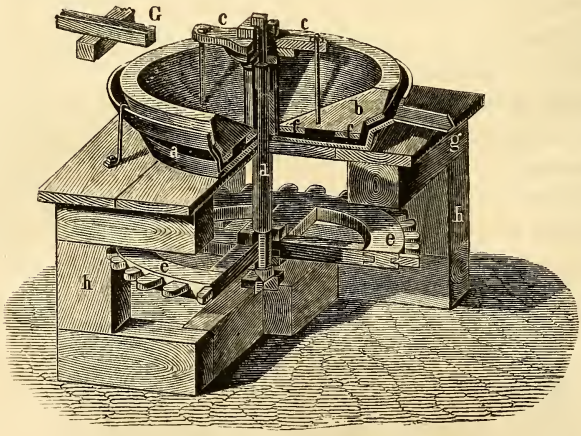
Fig. 65 stellt eine Gold-Amalgamirmühle monodimetrisch gezeichnet vor, in welcher man an einigen Orten aus goldhaltigem Sande oder feingepochten, gediegen Gold haltenden Erzen das Gold mittelst Quecksilber extrahirt. Das durch einen Wasserstrom fortgeführte goldhaltige Erz gelangt durch das Gerinne *G* in eine trichterförmige Austiefung des

Fig. 65.



aus einem massiven Stück Holz bestehenden Läufers *b* und verbreitet sich von hier durch eine schmale ringförmige Oeffnung im untersten Theile desselben, zwischen dem Läufer und der Wandung des gusseisernen Mühlbottichs *a*, welcher auf dem Mühlstuhle *h* befestigt ist. In der Mitte des Bodens befindet sich eine runde Oeffnung, in welche eine senkrecht aufwärts gerichtete eiserne Röhre eingesetzt ist; durch diese Röhre geht eine eiserne durch das Rad *e* in Bewegung gebrachte Achse *d*. Am obern Theile dieser Achse ist eine Vorrichtung *c* befestigt, welche den Läufer in feste Verbindung mit der Achse setzt, bei Umdrehung der letztern wird sonach auch der Läufer zum Rotiren gebracht. An seinem äussern Umfange hat der Läufer dieselbe Form wie der Mühlbottich und ist an den nach unten gekehrten Seiten mit eisernen

Fig. 65.




Kämmen *f* versehen, welche die zwischen Läufer und Mühlbottich befindliche goldhaltige Trübe in Bewegung setzen, und da die untersten dieser Kämme zum Theil in das den Boden des Mühlbottichs bedeckende Quecksilber eingreifen, auch dieses bewegen und somit die goldhaltigen Schlichttheile in vielfache Berührung mit demselben bringen. Die theilweise entgoldete Trübe strömt durch das Gerinne *g* auf eine folgende ebenso eingerichtete Mühle.

Fig. 66 stellt ein Amalgamirfass vor, wie es bei der europäischen Amalgamation angewendet wird. Ein solches Fass ist mit starken eisernen Reifen gebunden und hat an jedem der hölzernen Böden eine eiserne Scheibe mit angegossenem Zapfen, welcher in der Linie der Achse des Fasses befindlich, auf dem betreffenden Zapfenlager *a* aufruht. Eine der beiden Scheiben ist gezahnt und dient als Stirnrad, um dem Fasse die erforderliche Bewegung um jene Achse mitzutheilen. Das Zapfenlager an dieser Seite des Fasses ist vermittelst einer Schraube *c* in horizontaler Richtung verschiebbar, wodurch es möglich wird, jedes einzelne Fass sogleich in Stillstand zu versetzen, während die andern an derselben Rad- und Vorgelegswelle liegenden Fässer ungestört fortgehen können. *d* ein mit Bügel und Schraube verschlossener Spund, durch welchen das Füllen und Leeren des Fasses erfolgt. Das amalgamhaltige Quecksilber wird durch das Rohr *e* in das Gerinne *f* geleitet und so nach dem Ort seiner weitern Verarbeitung fortgeführt, die entsilberten Rückstände lässt man in ein unter dem Fasse befindliches grösseres Gerinne abfliessen.

Fig. 66.

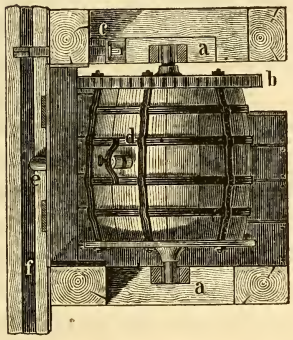
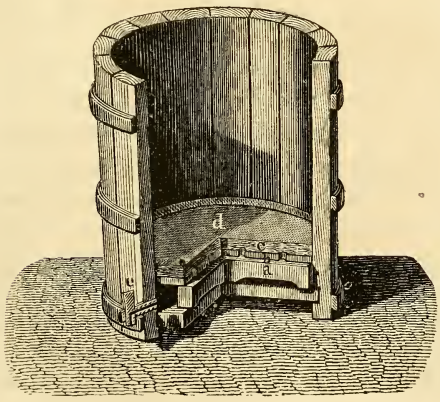
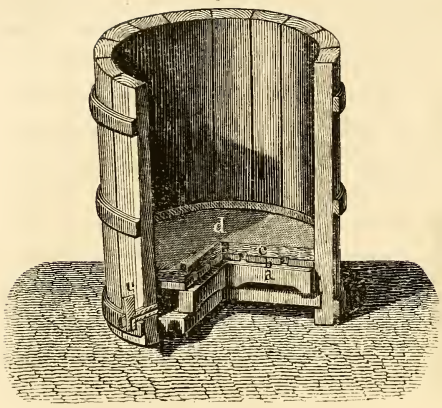



Fig. 67.




Ein Laugfass, in welchem bei der Extraction des Silbers aus Erzen oder Producten nach der Augustin'schen Methode die Auflösung des durch eine chlorürende Röstung in Chlorsilber übergeführten Silbers vorgenommen wird, hat eine Einrichtung, wie sie aus Fig. 67 hervorgeht. Auf dem Boden des Fasses befindet sich

Fig. 67.




die Filtrirvorrichtung, sie besteht in einem unmittelbar auf diesem Boden aufliegenden hölzernen Kreuze *a*, welches unten etwas ausgeschweift ist, einer auf diesem Kreuze ruhenden hölzernen, durchlöcherten Scheibe *b*, einer Lage gleichförmig ausgebreiteten Birkenreissigs *c* und endlich dem Leinwandboden *d*, welcher durch einen an die Fasswände scharf anschliessenden und mit Werg verstopften Holzreifen angespannt und festgehalten wird. Auf diesen Leinwandboden wird die zu extrahirende pulverförmige Masse gebracht, so dass oben ein Theil des Fasses noch leer bleibt, die Oberfläche des Mehls aber bedeckt man mit einer durchlöcherten hölzernen Scheibe, einem sogenannten Schwimmer, von etwas geringerem Durchmesser als das Innere des Fasses an dieser Stelle, damit die in einem Gerinne zufliessende Kochsalzlauge möglichst gleichförmig über jene Oberfläche vertheilt wird und nicht Vertiefungen in der Masse ausgräbt. Durch den Hahn *e* läuft die silberhaltige Lauge ab.

## C. Hülfs-Apparate.

Ausser den im Vorhergehenden beschriebenen, bei den Hüttenprocessen zur Verwendung kommenden Apparaten, bedarf der Hüttenmann zur Unterstützung bei seinen Arbeiten verschiedener anderer Vorrichtungen, von denen diejenigen, welche von besonderer Wichtigkeit für ihn sind, in Folgendem Betrachtung finden sollen.

### 1) Von den Gebläsen.

Alle Schachtöfen, sowie auch einige Arten der Flamm- und Heerdöfen bedürfen einer zusammengepressten Luft, welche theils, und zwar vorzüglich in den Schacht- und Heerdöfen

zur Erlangung einer erhöhten Temperatur dienen, theils auch, und namentlich bei Flammöfen, oxydirend wirken soll. Man erreicht diess durch besondere Vorrichtungen, Gebläsemaschinen, in denen man die Luft auffängt, durch mechanischen Druck auspresst und in Röhrenleitungen an den Ort und in den Raum führt, wo sie ihre Wirkung äussern soll. In den frühesten Zeiten bestand ein Gebläse aus einer zusammengefügten Thierhaut, welche zusammengedrückt ward und die eingeschlossene Luft durch eine angebrachte Röhre im gepressten Zustande entliess, worauf man sie sogleich wieder ausdehnte und so von Neuem mit Luft füllte. Dieses Verfahren vervollkommnete man dadurch, dass man nicht allein die Thierhäute gerbte und ihnen dadurch mehr Geschmeidigkeit beibrachte, sondern diese Häute auch mit steifen Flächen in Verbindung setzte, wodurch eine grössere Regelmässigkeit in der zusammenziehenden und ausdehnenden Bewegung erzielt wurde, und endlich der bekannte einfache lederne Blasebalg entstand. Zu Ende des 16. oder zu Anfang des 17. Jahrhunderts erfand man eine andere Einrichtung, welche wegen der Kostbarkeit und schnellen Abnutzung des Leders allgemeinen Beifall fand. Diese Einrichtung bestand darin, dass man einen hölzernen Kasten von der Gestalt eines ledernen Blasebalgs gegen eine hölzerne Fläche drücken liess. Da man die ledernen Vorrichtungen Balgen (von Balg oder Haut der Thiere) genannt hatte, so behielt man auch für diese hölzernen den Namen Balgen bei, nur unterschied man lederne und hölzerne Balgengebläse. In der Mitte des 18. Jahrhunderts machte man bei den hölzernen Balgengebläsen den Kasten und die Fläche ganz unabhängig von einander, und traf die Einrichtung, dass der Kasten stets unbeweglich blieb und die in demselben bewegliche Fläche auf allen Seiten umschloss. Je nachdem nun die Kästen eine viereckige oder runde Gestalt erhielten, nannte man diese Gebläse Kastengebläse oder Cylindergebläse, und hat auch diese Benennungen bis jetzt beibehalten.

Zur Verminderung der Friction, welche bei der Bewegung der Flächen in den Kästen oder Cylindern, sowie auch bei der Bewegung der Kästen um eine Fläche unvermeidlich war, hatte man schon in den ältesten Zeiten eine eigenthümliche

Vorrichtung ersonnen. Man liess nämlich in einem mit Wasser nicht ganz angefüllten Gefässe einen auf allen Seiten völlig geschlossenen und nur unten offnen Kasten so auf- und niedergehen, dass er beim in die Höheziehen vermittelst eines Ventils Luft einsog und dieselbe beim Niedergehen aus einer über der Oberfläche des Wassers emporragenden Oeffnung wieder auspresste. Dieses Gebläse erhielt den Namen Glockengebläse, weil das Gefäss, welches in dem Wasserbehälter auf und nieder gedrückt wurde, eine glockenähnliche Gestalt besass. Auch wendete man in einer Tonne befindliches Wasser als bewegliche Fläche zum Ausdehnen und Zusammendrücken des mit Luft erfüllten Raumes an, und nannte ein derartiges Gebläse nach dem Haupttheile desselben ein Tonnengebläse. Ferner hat man Vorrichtungen, bei denen durch den Fall des Wassers in senkrecht stehenden Röhren die mit dem Wasser mechanisch fortgerissene Luft in einen unter der Röhre angebrachten Kasten geführt, dort zusammengepresst und durch das fortwährend niederströmende Wasser aus einer in dem Kasten befindlichen Oeffnung ausgetrieben wird. Diese Gebläse, welche mancherlei Vervollkommnungen erfahren haben, nennt man im Allgemeinen Wassersäulengebläse. Ausser diesen Vorrichtungen hat man in der neuern Zeit noch andere in Anwendung gebracht, von welchen später ebenfalls specieller gesprochen werden soll.

Nach der Beschaffenheit des unmittelbaren Motors der Luft kann man die Gebläse in vier Hauptabtheilungen bringen, nämlich in Balgen-, Kolben-, Wasser- und Windradgebläse.

Balgengebläse. Sie zerfallen nach dem zu ihrer Herstellung verwendeten Material in

lederne und
hölzerne Balgengebläse.

a) Lederne Balgengebläse. Die Einrichtung des gewöhnlichen einfachen Lederbalgens kann als bekannt vorausgesetzt werden. Er besteht aus einem hölzernen Boden und Deckel, aus dem sogenannten Balgenkopf und aus dem Leder, welches die erstgenannten drei Theile zu einem Ganzen vereinigt. Boden und Balgenkopf sind fest mit einander verbunden und oft sogar aus einem Stück Holz gefertigt. Das

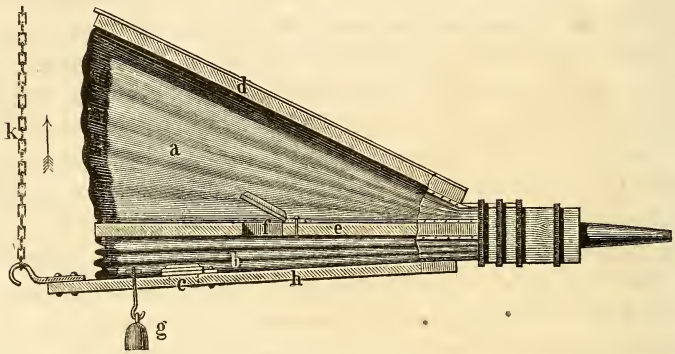
Leder wird auf einfache Weise an den Deckel, Boden und Balgenkopf festgenagelt, so dass sich der Deckel gegen den Boden bewegen lässt. Im Boden befindet sich ein gewöhnliches Klappenventil, welches entweder aus steifem Leder oder aus trocknem leichten Holze besteht und mit Haaren oder Wolle gefüttert ist. Durch den Balgenkopf ist ein Loch gebohrt, welches die zusammengepresste Luft aus dem Balgen in eine an dem Balgenkopfe angebrachte konische Blechröhre, die Düse, ins Freie führt. Die biegsamen Lederwände dehnen sich aus, wenn der Deckel in die Höhe geht und legen sich in Falten, wenn derselbe niedergedrückt wird. Da nun das Aufsteigen des Deckels durch die in dem Balgen zurückbleibende verdichtete Luft und durch das Einströmen von atmosphärischer Luft durch das Ventil bewirkt wird, so bedarf es nur einer Kraft, den Deckel gegen den Boden zu drücken und so die aufgefangene Luft aus der Düse zu pressen. Das Ventil ist am weitesten Ende des Balgens angebracht, damit nicht auch Luft durch die Düse zurücktreten kann; vollständig wird dieser Uebelstand vermieden, wenn auch im Balgenkopf ein Ventil angebracht ist. Gewöhnlich überlässt man es dem Leder, sich von selbst in Falten zu werfen, man befördert aber wohl auch den Faltenwurf dadurch, dass man mehrere hölzerne Rahmen mit dem Balgenkopfe so verbindet, dass sich dieselben in Charnieren bewegen können. Einfacher ist die Einrichtung, dass man nur hölzerne Reifen um das Leder spannt, wodurch der Faltenwurf ebenso leicht und in einer gewissen Ordnung erfolgt.

Obgleich die Gestalt des Balgen glüchgültig ist, so bedient man sich doch fast immer der sogenannten Spitzbalgen, deren vorderes Ende spitz zuläuft.

Da bei einem einfachen ledernen Balgen ein ununterbrochenes Ausströmen der Luft durch die Düse nicht stattfinden kann, so wendet man bei hüttenmännischen Processen Bälge mit Reservoir Fig. 68 an. Ein solcher Balg besteht eigentlich aus zwei einfachen über einander liegenden Balgen, die unmittelbar mit einander verbunden sind und von denen der untere zum Auffangen der Luft dient, während der obere die verdichtete Luft aus dem untern Balge aufnimmt, um sie

durch die Düse strömen zu lassen. *h* beweglicher hölzerner Boden mit dem Ventile *c*, *e* feststehender Boden mit dem Ventile *f*, *b* das beide Böden mit einander verbindende Leder, *d* der Deckel des Reservoirs, ebenfalls durch Leder

Fig. 68.




mit dem Boden *e* verbunden, der innere Raum *a* dieses Reservoirs steht mittelst des durchbohrten Balgenkopfes mit der Düse in Verbindung. An dem Boden *h* befindet sich das Gewicht *g*, um denselben herabzuziehen, sobald die an der Kette *k* nach oben wirkende Kraft nachlässt. Bewegt diese Kraft den Boden *h* nach dem Boden *e*, so wird die in dem unteren Raume befindliche Luft durch *f* in das Reservoir gepresst, hört dagegen diese Kraft auf, so zieht das Gewicht *g* den Boden *h* nach unten, *f* schliesst sich, während der untere Raum sich durch *c* mit Luft füllt. Beim abermaligen Anziehen der Kette *k* wird diese Luft ebenfalls in das Reservoir gepresst. Es befindet sich also bei einer derartigen Einrichtung, während das Gebläse im Gange ist, in dem Reservoir stets ein Vorrath von gepresster Luft, so dass dadurch ein ununterbrochenes Ausströmen derselben möglich ist. Je nachdem man nun die Luft mehr oder weniger gepresst anwenden will, muss man den Deckel des Reservoirs mit schwereren oder leichteren Gewichten belasten. Uebrigens muss bei Herstellung eines solchen Balgens darauf Rücksicht genommen werden, dass das Reservoir wenigstens einen doppelt so grossen räumlichen Inhalt bekommt, als der eigentliche

Balgen, weil man nur dadurch einen möglichst gleichförmigen Luftstrom erzielen kann.

Ausser den so eben beschriebenen Balgen hat man noch sogenannte Doppelbalgen mit Reservoir, wie Fig. 69 (a) und (b) einen dergleichen darstellt.

Fig. 69a.

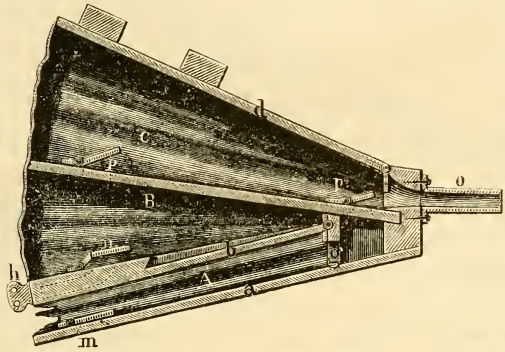
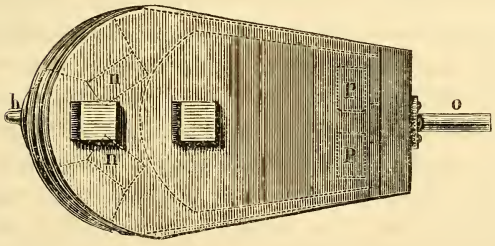



Fig. 69b.




Der unbewegliche Boden des Luftreservoirs *C* ist der Deckel für den eigentlichen Doppelbalgen *A* und *B*, auch der Boden *a* ist unbeweglich. Der Deckel *d* des Luftreservoirs ist mit Gewichten beschwert, um die Luft aus der Düse in dem Augenblicke auszupressen, wenn das Luftreservoir keinen Zufluss von Wind aus dem Balgen erhält. Letzterer ist durch den beweglichen Scheider *b* in 2 Abtheilungen *A* und *B* getheilt. Die auf und nieder gehende Bewegung des Scheiders wird dadurch bewirkt, dass derselbe mit Charnieren an der senkrechten hölzernen Wand *g* befestigt ist, so dass eine bei *h* wirkende Kraft denselben eine drehende Bewegung um diese Wand mittheilt. Die Ventile zum Einlassen der atmosphärischen Luft sind für den untern Balgen in dem unbeweglichen Boden *a* bei *m*, und für den oberen Balgen in dem Scheider *b* bei *n* angebracht, indem in der Holzstärke des Scheiders die mit den Ventilen *r* communicirenden Oeffnungen ausgelocht sind. Die Ventile *p'* führen die Luft aus den obern Balgen und die

Ventile *p* aus dem untern Balgen in das Luftreservoir und von dort in die Düse. Bei der niedergehenden Bewegung des Scheiders wird die in dem untern Balgen aufgefangene Luft durch die mit einer Oeffnung versehenen Wand *g*, sowie durch das Ventil *p* ausgepresst, gleichzeitig nimmt der obere Balgen atmosphärische Luft auf etc.

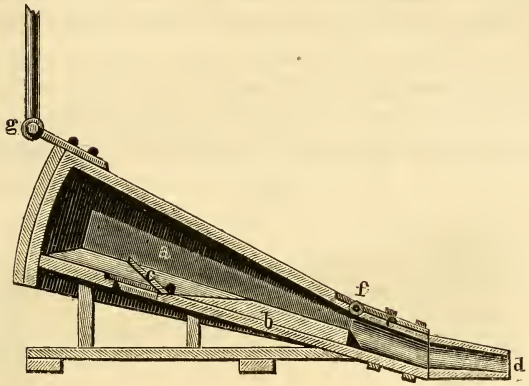
Eine Anwendung der Lederbälge findet namentlich bei Schmiedefeuern und einigen Heerdöfen statt. Da das Leder durch Austrocknung sehr leidet und schliesslich Undichtheit des Gebläses dadurch veranlasst wird, so muss durch öfteres Einschmieren diesem Uebelstande entgegen gearbeitet werden. Durch das Austrocknen und Steifwerden des Leders entsteht übrigens noch eine schwierigere Beweglichkeit desselben, so dass der bei allen Gebläsen in mehr oder minder bedeutendem Grade auftretende schädliche Raum, d. i. derjenige Theil des inneren Gebläseraumes, welcher während des Luftauspressens stets mit comprimirter Luft gefüllt bleibt, ansehnlich vermehrt werden kann. Man hat in neuerer Zeit bei den Lederbälgen durch andere Form derselben und dauerhaftere Construction unter Anwendung von Eisen die Nachtheile zu umgehen gesucht, welche mit der oben beschriebenen Gestalt derselben in mancherlei Beziehung verbunden sind*); einer allgemeinen Anwendung haben sich indess derartige Constructionen wegen ihrer Kostspieligkeit nicht zu erfreuen gehabt.

b) Hölzerne Balgengebläse. Ein hölzerner Blasebalg besteht aus zwei in einander passenden, wie die oben beschriebenen Lederbälge, nach vorn spitz zulaufenden hölzernen Kästen, dem Ober- und Unterkasten, von welchen der eine oder der andere in eine auf- und niederwärtsgehende Bewegung versetzt werden kann; man unterscheidet daher Bälge mit beweglichem und festem Oberkasten.

Einen Holzbalg mit beweglichem Oberkasten zeigt Fig. 70 im Durchschnitt. *a* der unten offene Oberkasten, mit dem Balgenkopf *e* durch ein Charnier *f* zusammenhängend, mittelst dessen er sich auf und nieder bewegen kann, *g* Vor-

*) Dingler's polyt. Journ. Bd. 66. S. 274; Bd. 68. S. 372; Bd. 78. S. 18, sowie Karsten's Eisenhüttenk. III. Aufl. Bd. 2. S. 492, u. Karsten's Metallurgie Bd. 3. S. 179.

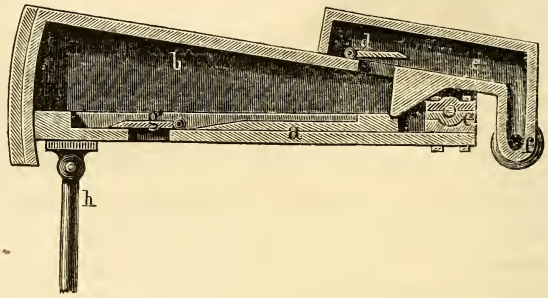
Fig. 70.




richtung, von welcher aus der Oberkasten in Bewegung gesetzt wird, *b* der Unterkasten mit dem Ventile *c*. Wenn sich beim Gange eines solchen Gebläses der keilförmige Oberkasten um den unbeweglichen Unterkasten auf und nieder bewegt und dadurch einen Raum von veränderlicher Grösse begrenzt, so füllt sich der Oberkasten, während er in die Höhe geht, durch das Ventil *c* mit Luft, die beim Niedergehen desselben durch eine im Balgenkopf befindliche Oeffnung wieder ausgepresst wird. Diese Oeffnung steht dann entweder unmittelbar mit der Düse oder mit einen für mehrere Balgen gemeinschaftlichen Windsammelkasten in Verbindung. Damit zwischen den Seitenwänden der beiden Kästen so wenig wie möglich Luft ausgepresst wird und verloren geht, so versieht man den Unterkasten mit einer sogenannten Leisten-Liederung. Es befindet sich nämlich auf der obern Fläche des Unterkastens zunächst der Peripherie eine Einfassung von beweglichen Holzleisten, welche vermittelst stählerner Federn fortwährend gegen die Wände des Oberkastens gedrückt werden. Ein vollkommenes Anschmiegen des Unterkastens an die Wände des Oberkastens ist daher nicht nothwendig, da jene durch Federn nach aussen gedrückten Leisten das Abschliessen bewirken. Zur Verminderung der Friction werden sowohl die innern Wände des Oberkastens, als auch die damit in Berührung stehenden Leistenflächen, welche überdiess einen Ueberzug von Leder haben, von Zeit zu Zeit mit einem Ueberstrich von Leimwasser und geschlämmten Graphitpulver versehen.

b) Holzbälge mit festem Oberkasten. Diese Balgen, welche man zuerst in Frankreich anwendete, haben später durch den Schweden Widholm eine Verbesserung erhalten, und werden desshalb auch wohl Widholms-Gebläse genannt. Der Unterkasten *a*, eines derartigen Gebläses Fig. 71, ruht auf einer Druckstange *h*, welche mit einer Kurbel oder

Fig. 71.




dem Krummzapfen einer Welle verbunden ist, an welcher die Kraft wirkt. Durch diese Stange wird dem Kasten die auf- und nieder gehende Bewegung ertheilt; *b* der unbewegliche Oberkasten. Das Ventil zum Einlassen der Luft befindet sich in dem Unterkasten bei *g* und öffnet sich beim Niedergehen desselben, wogegen sich das Ventil zum Auslassen der gepressten Luft in dem Oberkasten bei *d* in dem Augenblicke öffnet, wenn der Unterkasten seine aufsteigende Bewegung anfängt. Die comprimirte Luft tritt durch den Kanal *e* in das Windleitungsrohr *f*, von wo aus sie nach der Düse gelangt. Beim Niedergehen des Unterkastens tritt durch das geöffnete Ventil *g* Luft ein, während das geschlossene Ventil *c* den theilweisen Rücktritt der zuvor ausgepressten Luft hindert. Der Unterkasten hat eine ähnliche Leistenliederung wie bei den Holzbälgen mit beweglichem Oberkasten beschrieben worden ist. Damit während der Bewegung des Unterkasten auch in der Nähe der Achse *c* ein dichter Verschluss stattfindet, hat der Deckel dort einen zungenförmigen Ansatz, dessen untere runde Fläche in eine ähnliche Fläche am Unterkasten passt.

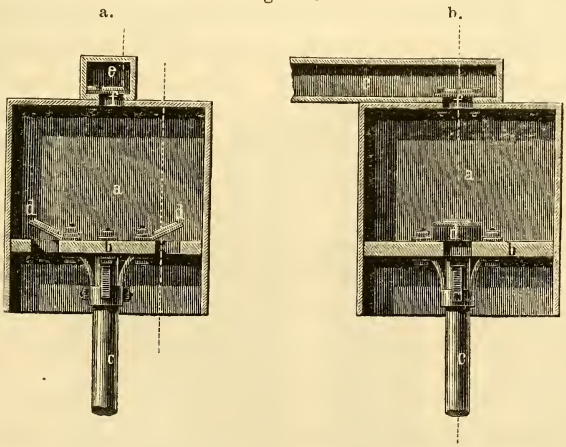
Ausser der wohlfeileren und leichteren Herstellung und Unterhaltung übertreffen die Holzbälge in keinerlei Weise die Lederbälge, da es bei ihnen noch schwieriger ist, sie so luft-

dicht herzustellen, wie gute Lederbälge und sie überdiess zu ihrer Bewegung eine bei weitem grössere Kraft erfordern als diese.

Kolbengebläse. Die Einrichtung eines Kolbengebläses besteht im Allgemeinen darin, dass sich ein Kolben zwischen Seitenwänden, die einen vierseitigen oder cylindrischen Raum einschliessen, entweder horizontal oder vertical hin und her bewegt und dass bei dieser Bewegung abwechselnd atmosphärische Luft eingesogen und wieder ausgepresst wird. Presst der Kolben beim Auf- oder Niedergange Luft aus, so hat man ein einfach wirkendes Gebläse, geschieht diess dagegen beim Auf- und Niedergange zugleich, so ist das Gebläse ein doppelt wirkendes. Je nach der Gestalt des Gefässes, in welchem sich der Kolben bewegt, kann man diese Gebläse eintheilen in Kasten- und Cylindergebläse.

Kastengebläse. Ein stehendes, einfach wirkendes Kastengebläse zeigt Fig. 72 (a) und (b) im verticalen Durchschnitt. *a* der quadratische unten offene hölzerne Kasten; *b* der

Fig. 72.




Kolben mit der Kolbenstange *c*; *d d* zwei Saugventile, durch welche beim Niedergange des Kolbens Luft in den Kasten einströmt, *f* das Ausströmungsventil, welches sich beim Aufsteigen des Kolbens öffnet und die comprimirte Luft in die Windleitung *e* eintreten lässt. Damit die Friction zwischen Kolben und Kasten möglichst vermieden werde, hat man bei diesen Gebläsen eine

ähnliche Leistenliederung, wie sie bereits bei den Holzbälgen erwähnt ist. Die Seitenwände der Kästen sind natürlich so glatt als möglich hergestellt, auch wohl mit dichterem Holze als das des Kastens ist, bekleidet, wobei die Holzfasern der Bekleidung senkrecht stehen, so dass der Kolben sich parallel mit ihnen bewegt. Durch Anwendung des schon oben erwähnten Ueberstriches von geschlämmten Graphit und Leimwasser hat man ein vorzüglicheres und billigeres Mittel, den Kästen sehr glatte Innenflächen zu geben, man bedient sich dann ebenfalls entweder einer Leistenliederung oder zweckmässiger einer Lederliederung. Letztere besteht in einer mit Leder überzogenen Wulst von Rosshaaren, welche rings um den Kolben läuft und durch Schrauben gegen die Wände des Kastens gedrückt wird. Die Ecken des Kastens sind dann durch eigens eingesetzte Winkelstücke abgerundet, da eine derartige Liederung in den scharfen Ecken schlecht passen würde. Uebrigens ist bei den einfach wirkenden Kastengebläsen fast ohne Ausnahme die offene Seite der Kästen nach unten gekehrt.

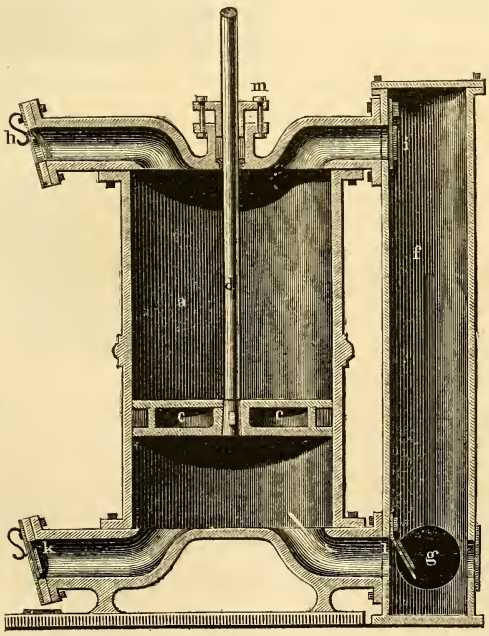
Bei einem doppelt wirkenden liegenden Kastengebläse bewegt sich in einem am zweckmässigsten aus eisernen Platten hergestellten, an allen Seiten geschlossenen Kasten der Kolben in horizontaler Richtung hin und her. Die Kolbenstange geht durch die eine Kastenwand in einer Stopfbüchse luftdicht hindurch und hat zur sichern Leitung des Kolbens an der andern Seite desselben eine Verlängerung, welche sich durch eine in der gegenüberliegenden Kastenwand angebrachte Oeffnung ebenfalls luftdicht hin und her bewegen lässt. Um eine stärkere Abnutzung der untern Theile des Kolbens, der Kolbenstange sowie der Bodenplatte zu vermeiden, bewegt sich sowohl die Kolbenstange als die Verlängerung derselben auf Frictionsrollen. Der Kasten ist auf zwei gegenüberliegenden Seiten, nicht weit vom Boden, mit Einsaugungsventilen versehen, die eingesogene Luft aber geht abwechselnd durch zwei mit Ventilen versehene Windleitungsröhren nach einem Sammelkasten.

Cylindergebläse. Von den Kastengebläsen unterscheiden sich die Cylindergebläse nur dadurch, dass sich der Kolben bei ihnen in keinem prismatischen Kasten, sondern in einem

Cylinder bewegt, und dass sie stets aus Eisen gefertigt sind. Letzterer Umstand namentlich gewährt bei ihrer Anwendung den grossen Vortheil, dass nur ein geringer Windverlust stattfindet, denn die verdichtete Luft sucht bei den hölzernen Gebläsen nicht allein zwischen den Leisten der Kolben und den Wänden der Kästen einen Ausweg, sondern sie entweicht durch die Fugen und sogar durch die Fasern des Holzes selbst, besonders wenn sie sich in einem stark zusammen gepressten Zustande befindet. Hölzerne Gebläse würden daher bei Brennmaterialien, die eine starke Windpressung zum Verbrennen erfordern, nur wenig anwendbar sein, und nur erst seit Einführung der eisernen Gebläse hat die Roheisenerzeugung bei Kokes einen günstigen Fortgang gehabt. Man unterscheidet ebenfalls einfach und doppelt wirkende Cylindergebläse. Erstere sind indess nur wenig in Gebrauch, denn wenn ihre Anlage auch weniger kostspielig ist, so steht diess doch mit ihrem bedeutend geringerem Effecte in keinem Verhältniss.

Ein doppelt wirkendes Cylindergebläse nebst Windsammlungskasten ist in Fig. 73 im Durchschnitt dargestellt. *a* der Cylinder, *c* der Kolben mit seiner Stange *d*, welche durch eine Stopfbüchse *m* im Deckel des Cylinders eine sichere und luftdichte Leitung erhält; *f* der Windsammlungskasten, aus welchem der Wind in das Windleitungsrohr *g* tritt; im Boden sowohl wie im Deckel sind die Ventilkästen angebracht. Die

Fig. 73.

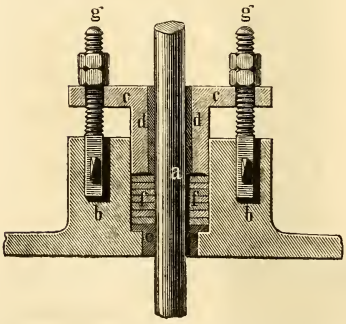


Wirkungsart dieses Gebläses ist sehr einfach, beim Niedergehen des Kolbens tritt die atmosphärische Luft durch das Ventil *h* in den obern Theil des Cylinders ein, während die unter dem Kolben befindliche Luft durch *l* in den Windsammelkasten *f* gepresst wird, beim Aufsteigen des Kolbens dagegen füllt sich der untere Raum des Cylinders durch *k* mit Luft, während *h* geschlossen und *i* geöffnet wird.

Der eigentliche Cylinder ist oben und unten offen, an beiden Enden mit auswärtsgehenden Kränzen versehen, um Deckel und Boden zu befestigen und als ein Stück gegossen. Der Deckel des Cylinders, die Ventilkästen, sowie die cylindrische Umfassung der Stopfbüchse bilden gewöhnlich ein einziges Gussstück, ebenso der Boden und die hier befindlichen Ventilkästen. Die Verdichtung des Deckels und Bodens kann auf verschiedene Weise geschehen, man wendet nämlich theils dünne aber breite Bleiringe an, bewirkt aber auch einen sehr dichten und einfachen Verschluss dadurch, dass man einen aus Mennige und Firniss gemischten Kitt, unter welchen fein geschnittener Hanf gemengt wird, auf die Ränder des Cylinders aufstreicht; beim Anziehen der Schrauben erfolgt eine gleichmässige Vertheilung des Kittes. Der Windsammlungskasten ist entweder ein viereckiger Kasten oder ein Cylinder, welcher an den Ventilkästen des Deckels und des Bodens befestigt ist.

Wie schon bemerkt, dient die Stopfbüchse zur sichern und luftdichten Leitung der Kolbenstange; in nebenstehender Fig. 74 ist dieselbe in grösserem Maassstabe dargestellt. *b* die äussere cylindrische Einfassung der Stopfbüchse, welche einen Theil des Cylinderdeckels ausmacht, *a* ein Stück Kolbenstange, *d* und *e* Messingringe, welche die Kolbenstange umgeben, *f* über einander liegendes, mit

Fig. 74.



Talg getränktes Hanfgeflecht, welches durch das Niederdrücken des Stopfbüchsendeckels *c* scharf an einander und gegen die Kolbenstange gepresst werden kann. Das Niederdrücken dieses Deckels wird durch das Anziehen der Schrauben *g* bewirkt, deren Muttern sich oberhalb des Deckels und deren Köpfe sich in der cylindrischen Umfassung der Stopfbüchse befinden. Eine besondere Schmierung mit Oel oder Fett ist bei der Kolbenstange der Gebläsecylinder nicht anzuempfehlen, weil sich dann leicht mit dem zur Schmierung der Kolben angewendeten Graphit, welcher beim Einsaugen der Luft in ganz fein gepulvertem Zustande je nach Bedarf in die Einsaugeventile gegeben wird, eine steife Masse bildet, welche die Verdichtung erschwert.

Der Kolben eines Cylindergebläses besteht aus zwei Haupttheilen: dem eigentlichen Kolben oder der Kolbenscheibe und der Liederung. Fig. 75 (a) zeigt einen Vertical-Durchschnitt desselben, (b) die Liederung mit einem Theile des Kolbens. *r* ist der aufstehende Rand des Kolbens, durch welchen ein ringförmiger Raum zwischen dem Kolben und der innern Fläche des Gebläsecylinders gebildet wird, der zur Aufnahme der Liederung bestimmt ist. *h* zwei ringförmige Scheiben von Holz, durch welche die Lederscheiben *b* festgehalten werden. Beide Lederscheiben, die obere und die untere, stossen in der Mitte der Kolbenhöhe bei *m* möglichst nahe zusammen. Der Raum zwischen der Austiefung der hölzernen Scheiben *h* und den Lederscheiben *b* ist mit Wolle *i* gefüllt, welche, wegen ihrer Elasticität, die Lederenden gegen die Cylinderwände drückt. Der hohle Raum *u* des Kolbens ist mit Holz ausgelegt. Der gegossene eiserne Liederungsring *f* dient zum Zusammenhalten der Holz- und Leder-

Fig. 75a.

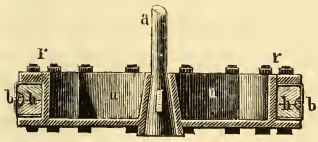
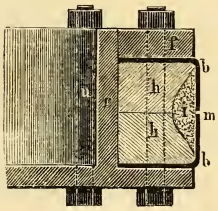


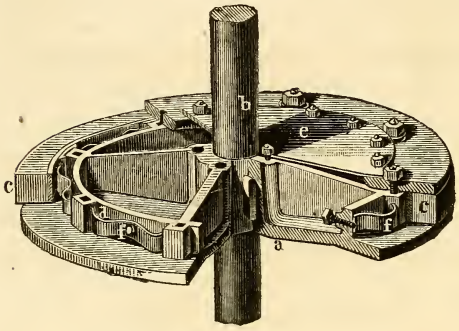

Fig. 75b.



scheiben, und wird durch Schrauben, die durch sämmtliche Scheiben hindurchgehen, mit dem Kolben verbunden.

Eine andere sehr zweckmässige Art der Liederung ist aus Fig. 76 zu ersehen, welche einen derartig geliederten Kolben monodimetrisch gezeichnet darstellt. Der an der Kolbenstange *b* befestigte Kolben besteht ebenfalls aus der mit eisernen Rippen und einem erhöhten Rande *d* versehenen Kolbenscheibe *a*, sowie einem auf dem erhöhten Rande mittelst Schrauben befestigten flachen Ring, der mit der Kolbenscheibe den Raum einschliesst, in welchem die Liederung *c* angebracht ist. Diese besteht aus starker, vielfach über einander gelegter Leinwand, welche mehrmals mit in dünnes Leimwasser gerührtem Graphit gestrichen wird. Unmittelbar hinter der Liederung befindet sich ein eiserner Ring, welcher durch stählerne Federn *f*, die man mit Hülfe von Schrauben mehr oder weniger anspannen kann, an die Liederung angedrückt wird, um dieselbe in möglichst luftdichte Berührung mit der innern Wand des Cylinders zu bringen. Man kann daher nach Hinwegnahme des Blechdeckels *e*, der für gewöhnlich den leeren Raum im Kolben bedeckt, durch die Federn und Schrauben die Liederung so lange nachschieben, bis sich dieselbe ziemlich abgenutzt hat.

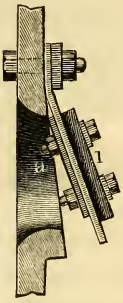
Fig. 76.




Die bei den Cylindergebläsen nöthigen Ventile müssen ebenfalls mit besonderer Sorgfalt hergestellt sein, da von ihrem vollkommnen Schliessen der Effect der Maschine wesentlich abhängig ist. Die am meisten gebräuchlichen Ventile bestehen aus einem Stück Leder, welches entweder auf beiden oder nur auf der Vorderseite mit einem Stück Blech und im

letztern Fall auf der Rückseite mit einem Bretchen durch Schrauben verbunden ist. Das Blech dient theils zum bessern Halt, theils zur Beschwerung der Ventilklappe. Die lederne Scheibe ragt so weit über den obern Theil der Klappe hervor, dass sie durch Schrauben an den Ventilkasten befestigt werden kann und so die ganze Klappe hält, das Leder dient daher zugleich als Charnier. Fig. 77 zeigt ein derartiges Ventil. *a* die Ventilöffnung, *l* die Ventilklappe. Einen besonders luftdichten Verschluss dieser Ventile bewirkt man dadurch, dass man auf den vier Kanten der Klappe, wo dieselbe an der Ventilöffnung anliegt, Streifen von Schaaf- oder Katzenfell anbringt, welche auf die Klappe aufgeleimt und dann noch mit kleinen Stiften angeheftet werden. Ausströmungs- und Einströmungsventile haben übrigens ganz dieselbe Einrichtung, nur sind die letztern, sowie die dazu gehörigen Kästen innen etwas grösser als die ersteren, weil durch sie atmosphärische Luft, durch jene aber comprimirte Luft strömt.

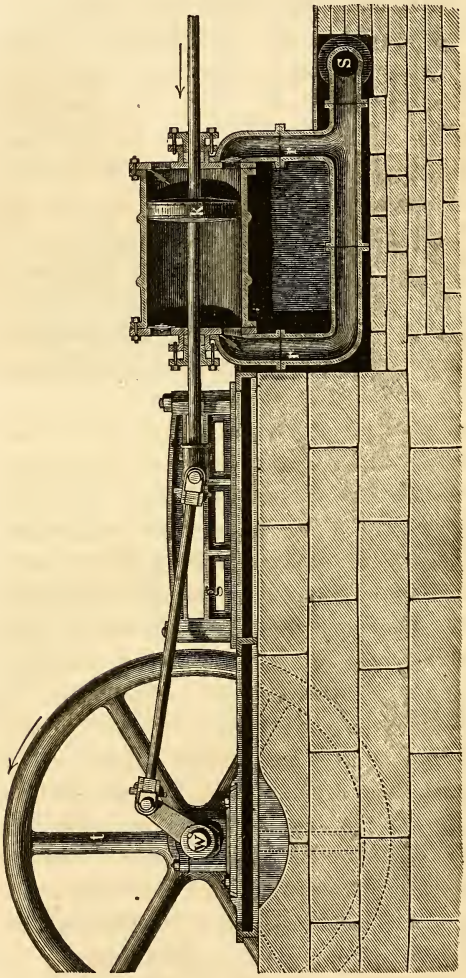
Fig. 77.




Da die Ventilkästen zur Vermehrung des schädlichen Raums beitragen, so müssen sie überhaupt so klein als möglich sein, und es würde daher am vortheilhaftesten sein, gar keine anzuwenden, wie diess bei den in neuerer Zeit mehr und mehr in Gebrauch kommenden horizontalen Gebläsen der Fall ist, bei denen die Ventilklappen unmittelbar im Deckel und Boden des Cylinders angebracht werden können. Die Anwendung horizontaler Gebläsecylinder bietet überhaupt mehrfache Vortheile dar, denn ihre Construction ist eine einfachere und billigere als die der vertikal stehenden, sie nehmen einen verhältnissmässig geringeren Raum ein als diese und machen dadurch ihre Aufstellung in beschränkten Localitäten leichter möglich, und endlich ist auch bei Reparaturen, sowie bei Wartung solcher Gebläse der leichtere Zugang zu allen Theilen der Maschinen von grossem Werthe. Fig. 78 zeigt den Durchschnitt einer horizontalen Gebläsemaschine. Die mit einem Schwungrad *t* versehene Welle *w*, an welcher sich der Krummzapfen befindet, überträgt die Bewegung von dem Motor auf die Maschine und kann entweder mit einem

Wasserrad oder einer Dampfmaschine in Verbindung stehen. Der Kolben *k* hat seine Führung in dem Gleise *g* und den beiden Stopfbüchsen im Deckel und Boden; die Verlängerung der Kolbenstange durch den Boden des Cylinders ist wegen der geringeren Abnutzung des Kolbens vorzuziehen. Wie man aus der Figur ersieht, sind die Klappenventile direct im Deckel und Boden angebracht, und zwar lassen sich hier zugleich mehrere solche Ventile anbringen. Durch die Rohre *r* steht der Gebläsecylinder mit der Windleitung *s* in Verbindung.

Fig. 78.

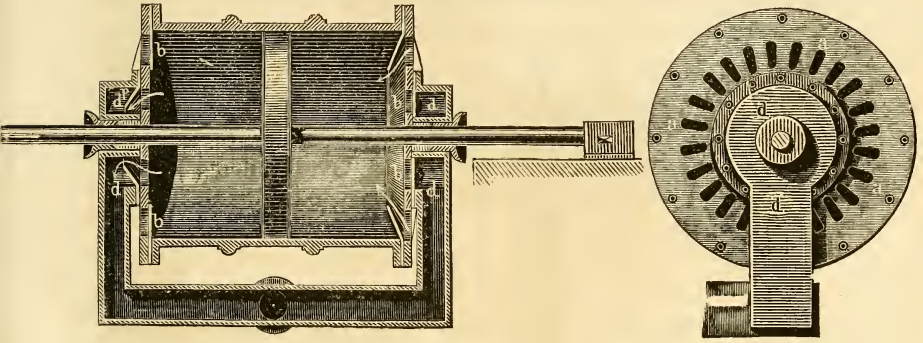


Eine besondere Art von Ventilen hat man in neuester Zeit bei den in Rede stehenden Gebläsen aus Kautschuk hergestellt; Fig. 79 zeigt eine derartige Einrichtung, wie sie von Tunner*) mitgetheilt worden ist. Als Oeffnungen für die Einströmungsventile sind in jedem der beiden Cylinderdeckel

*) Dessen Stabeisen- und Stahlbereitung in Frischheerden. 2. Aufl. Bd. 1, S. 224. Freiberg, 1858.

einige zwanzig radiale Oeffnungen *a a* angebracht. Ueber diesen Oeffnungen liegt bei jedem Deckel ein Kranz *b* von Kautschuk, welcher mit seinem äusseren Rande zwischen

Fig. 79.




Cylinderrand und Deckel eingeklemmt, dadurch seine Befestigung erhält und zugleich als Dichtungsmittel wirkt. Bei dem Saugen des Cylinders wird der betreffende Kautschukkranz mit seinem innern Rande von der einströmenden Luft nach innen gedrückt. Beim Rückgange legt sich der Kranz dicht über sämmtliche Saugöffnungen des zugehörigen Deckels, und der massive Kolben kann bis dicht an die Kautschukplatte bewegt werden, wodurch fast aller schädliche Raum beseitigt ist. Aehnlich den Oeffnungen für die Saugventile ist jeder der beiden Cylinderdeckel auch mit verticalen Oeffnungen für die Auslassventile versehen. Letztere sind jedoch näher dem Centrum gelegen und bei gleicher Länge in dem Verhältniss der entsprechenden Radien im Flächeninhalte kleiner, wie diess bis zu einer gewissen, von der Windpressung abhängigen Grenze ganz passend ist. Auch über diesen Ausströmungsventilen liegt bei jedem Deckel ein Kautschukkranz, welcher mit seinem äussern Rande zwischen Deckel und Windkasten *d* fest eingeklemmt, seine Befestigung erhält, während der innere Rand frei an den Umschlag sich anlegt. Das Spiel dieses kleinern Kranzes ist ganz ähnlich dem des grössern.

In neuerer Zeit hat man die Dimensionen der Cylindergebläse, ihr Gewicht und folglich auch ihre Anlagekosten zu vermindern gesucht, und deshalb die Kolbengeschwindigkeit

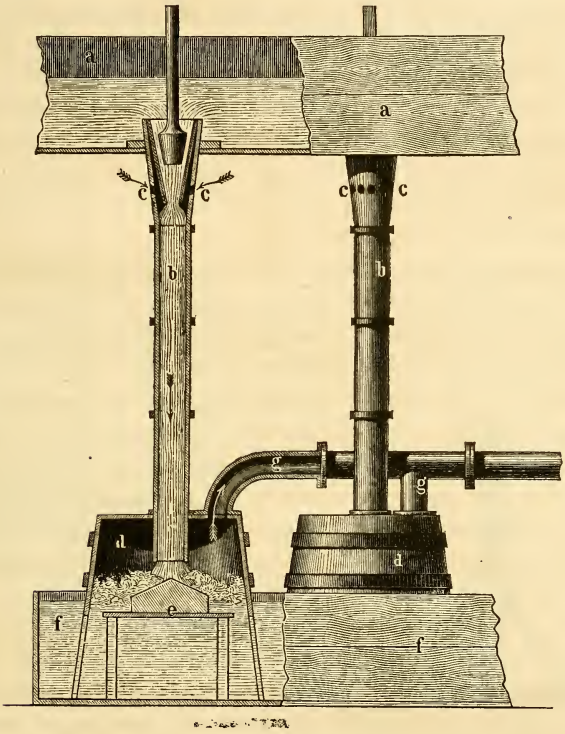
bedeutend gesteigert. Da aber die für gewöhnlich beim Ansaugen und Ausdrücken der Luft angewendeten Klappenventile, wenn sie nicht sehr bald unbrauchbar werden sollten, nicht so schnell bewegt werden durften, so ersetzte man sie durch einen oder zwei grosse Schieber und versah den Gebläsecylinder nach Art der Dampfcylinder mit einer oder mehreren Oeffnungen, wie sie dort zum Ein- und Ausströmen des Dampfes angewendet werden. Eine zu diesem Zweck angebrachte Kurbel oder ein Excentrik dienen alsdann zur Bewegung des Schiebers. Die Schieber haben allerdings gegen die Ventile den Vortheil, dass auch bei der grössten Kolbengeschwindigkeit das Schlagen umgangen wird, allein da das Oeffnen und Schliessen der Schieber trotz der Metallliederung nicht so momentan und zeitgemäss wie bei den Ventilen erfolgt, so verlieren die Schiebergebläse an Nutzeffect, obgleich sie sehr schnell gehen können. Ein wesentlicher Vortheil dieser Gebläse ist jedenfalls ihre verhältnissmässig bedeutende Leistung bei geringer Grösse. Es gehören hierher das Geblässe von Thomas und Laurens, Berg- und hüttenm. Zeitg. 1856, S. 257, das Gebläse von Derosne und Cail, ebendaselbst; ferner das von Slate, Armengauds Génie industrielle Febr. 1857, S. 82 und Berg- und hüttenm. Zeitg. 1857, S. 243, sowie endlich Schmidt's Patentgebläse, Ztschr. d. Vereins deutsch. Ing. Bd. II, S. 179.

c) Wassergebläse. Man versteht hierunter Gebläse, bei denen das Wasser als Sperrungs- und Liederungsmittel, nach Befinden auch als Motor der Luft dient. Sämmtliche hierher gehörige Gebläse lassen sich in solche eintheilen, bei denen der Windkasten unbeweglich ist und in solche, bei denen derselbe beweglich ist.

Wassergebläse mit unbeweglichem Windkasten. Hier ist zunächst das Wassertrommelgebläse zu erwähnen, dessen Einrichtung, wie aus Fig. 80 zu ersehen, im Allgemeinen folgende ist. Aus einem Gerinne *a* stürzt durch eine Röhre *b*, welche an ihrem obern Theile mit einem trichterförmigen Einsetzstücke und Oeffnungen *c* versehen ist, Wasser in ein theilweis unter Wasser stehendes Gefäss *d*, den Windkasten, in welchem sich die durch die Oeffnungen *c* eingesogene und mit fortgerissene Luft sammelt. In diesem Gefäss befindet sich ein Bock *e*, damit sich das Wasser bei seinem Sturz

möglichst zertheilt und die enthaltende Luft vollkommener hergiebt. Das Gefäss *d* ruht mit seinem untern Rande auf einigen Holzfüssen in dem Reservoir *f*, so dass eine leichte Communication zwischen dem innern und äussern Wasser stattfinden

Fig. 80.




kann. Die Luft ist genöthigt durch das Rohr *g* ihren Ausweg zu nehmen, und wird von hier nach dem Orte ihrer Verwendung geleitet. Derselbe Vorgang findet in der andern Hälfte des Gebläses statt, welche in der Ansicht dargestellt ist.

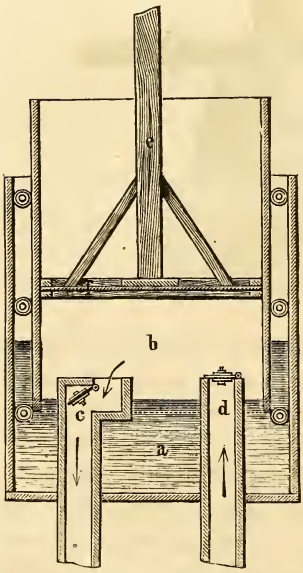
Ein vervollkommnetes Wassertrommelgebläse ist das Henschel'sche Ketten- oder Paternostergebläse.*) Bei demselben treibt das in der Fallröhre niederstürzende Wasser durch dieselbe eine über einem eisernen Leitrade aufgehängte Kette ohne Ende, an welcher sich in gewissen gleich grossen

*) Karsten's System d. Metallurgie Bd. III. S. 234.

Abständen Schieber befinden, deren Durchmesser beinahe dem der Fallröhre im Lichten gleichkommt. Bei der verhältnissmässig schnellen Bewegung der Kette füllt sich ein Theil des zwischen zwei Schiebern befindlichen Raumes mit Wasser, der übrige Theil bleibt mit Luft gefüllt, welche durch die auf der nächst obern Scheibe ruhenden Wasserschicht am Entweichen gehindert wird. Es gelangt bei diesem Gebläse ohne Zweifel eine grössere Quantität Luft nach unten, als bei dem vorher beschriebenen Wassertrommelgebläse, indess erfordert jenes grössere Anlagkosten, eine sehr solide Herstellung und häufige Reparaturen, so dass es nur an wenigen Orten Anwendung findet. Noch complicirter ist Henschel's Wassersäulengebläse.

Wassergebläse mit beweglichem Windkasten. Während bei den eben betrachteten Gebläsen das Wasser auch als Motor diente, vertritt es bei den Gebläsen mit beweglichem Windkasten nur die Stelle des Sperrungs- und Liederungsmittels. Das hierher gehörige Baader'sche Kastengebläse ist in Fig. 81 im Durchschnitt abgebildet. In einem zum Theil mit Wasser gefüllten Gefässe *a* bewegt sich ein zweites *b* dergestalt auf und nieder, dass zwischen dem Deckel *f* des letztern Gefässes und der Oberfläche des Wassers ein von allen Seiten durch die Wasserfläche begrenzter Raum bleibt, welcher mit Luft angefüllt ist, die beim Niederdrücken des Gefässes gegen die Fläche des Wassers zusammengedrückt wird und aus einem über der Wasserfläche in der Röhre *c* angebrachten Ventile entweicht. Bei dem Aufsteigen des Gefässes *b* öffnet sich das über der Röhre *d* befindliche Ventil, um wieder atmosphärische Luft unter den Deckel von *b* treten zu lassen, die dann abermals durch *c* ausgepresst wird. Der Kasten *b* erhält

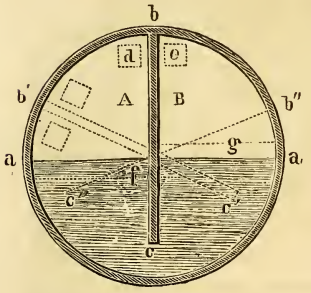
Fig. 81.



seine Bewegung durch die Stange *e*, zur sichern Leitung aber sind zwischen seinen Wandungen und denen des Kastens *a* Frictionswellen angebracht, wie aus der Figur zu ersehen, ausserdem sind die Wände des Kastens nach oben verlängert, damit das aufsteigende äussere Wasser sich bei tieferer Eintauchung dieses Kastens nicht über den Boden desselben verbreitet, was verschiedene Nachtheile zur Folge haben würde. Ein bedeutend schädlicher Raum ist bei diesem Gebläse nicht zu vermeiden.

Das Tonnengebläse, welches ebenfalls hierher gehört, hat seinen Namen von der tonnenähnlichen Form des Haupttheiles desselben, welcher in Fig. 82 im Querschnitt abgebildet ist. Die Tonne liegt horizontal und bewegt sich um zwei Zapfen, welche in der Richtung der längern Achse sich befinden. Ein hölzerner Schieber *b c* theilt den innern Raum der Tonne in zwei Abtheilungen, jedoch so, dass diese mit einander communiciren. Jeder Boden der Tonne hat zwei Oeffnungen *d e*, welche mit Klappenventilen versehen sind und den Wind entweder ausströmen oder einströmen lassen, sich also entweder nach aussen oder nach innen öffnen. Die bis zum Niveau *a a* mit Wasser gefüllte Tonne wird mittelst einer passenden Vorrichtung in der Art hin und her bewegt, dass der Scheider *b c*, einmal in die Lage *b' c'*, das andere Mal in die Lage *b'' c''* versetzt wird, es wird alsdann die in *A* comprimirte Luft durch *d* ausgetrieben, während die in *B* expandirte Luft durch *c* Zuschuss erhält. Die von dem Gebläse ausgeblasene Luft wird durch eine besondere bewegliche Vorrichtung aufgefangen, welche allerdings schwierig vollkommen dicht zu erhalten ist. Ein derartiges Gebläse ist sehr einfach und wenig kostbar in der Anlage und Unterhaltung; das Wasser bewirkt eine vollständige Liederung ohne merkliche Reibung, und es ist nur eine geringe bewegende Kraft erforderlich. Der Nutzeffect ist jedoch wegen des grossen

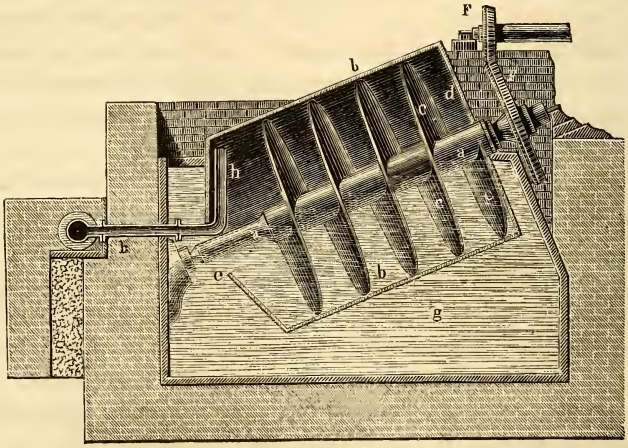
Fig. 82.



schädlichen Raumes gering, indem ein Theil der bewegenden Kraft blos dazu verwendet werden muss, die Luft abwechselnd zusammen zu drücken und wieder auszudehnen, ohne einen nutzbaren Effect hervor zu bringen; es ist daher auch nur in solchen Fällen anwendbar, wo weder eine bedeutende Pressung noch Menge des Windes gefordert wird.

Das Schraubengebläse, oder nach seinem Erfinder Cagniard-Latour, auch Cagniardelle genannt, ist in Fig. 83 im senkrechten Durchschnitt dargestellt. Um eine hohle gusseiserne, circa 20° geneigt liegende Welle *a a* wird durch

Fig. 83.




spiralförmig angebrachte Wände *c* ein schraubenförmiger Raum gebildet, der von einem cylindrischen Mantel *b b* umschlossen wird und mit welchem die spiralförmigen Wände luftdicht vernietet sind. Am tiefer liegenden Theil der Vorrichtung schliesst sich an den Mantel ein konischer Boden an, der rings um die Axe *a* eine ringförmige Oeffnung *e* lässt; der höher liegende Theil ist ebenfalls nicht ganz, sondern nur zu drei Viertheilen geschlossen, der nicht geschlossene Quadrant dient als Einmündung des durch die Spirale gebildeten schraubenförmigen Raums. Der so beschaffene Apparat befindet sich in einem mit Wasser gefüllten Behälter *g*, der entweder aus einem wasserdichten hölzernen Kasten oder aus mit Cement bekleideter Mauerung hergestellt ist. Wird nun der Apparat durch die

beiden konischen Räder *FF* in Bewegung gesetzt, so muss die Mündung des Schraubenganges abwechselnd aus dem Wasser auftauchen, eine Zeit lang durch die Luft gehen und dann wieder eintauchen, die hierbei eingeschlossene Luft wird durch den Cylindermantel und das Wasser am Entweichen gehindert und gelangt bei fortgesetzter Bewegung in den Schraubengängen in mehr und mehr comprimirtem Zustande endlich in den untersten Theil des Mantels, wo sie ihren Ausweg durch die knieförmig gebogene Röhre *h* findet. Die Anbringung dieser Röhre ist durch die oben erwähnte ringförmige Oeffnung *e* ermöglicht, welche zugleich dazu dient, das Wasser aus dem untersten Schraubengange wieder in den Kasten *g* ausfliessen zu lassen. Bei fortgesetzter Rotation des Cylinders wird also durch *e* unausgesetzt Wasser aus demselben ausströmen und in die Röhre *h* unausgesetzt comprimirte Luft eingepresst werden. Ein in einiger Entfernung über der Oeffnung dieser Röhre angebrachter, in der Figur nicht angedeuteter eiserner Hut verhindert, dass bei der Umdrehung des Cylinders Wasser in die Röhre mit geschleudert wird. Das zweckmässigste Material zur Herstellung des Mantels ist Gusseisen oder Holz, während für die Spirale Kupferblech sich eignet.

Wenn dieses Gebläse eine verbreitete Anwendung bis jetzt nicht gefunden hat, so liegt bei den sonstigen guten Eigenschaften desselben, die hauptsächlich darin bestehen, dass es weder Ventile noch Liederung braucht, bei solider Herstellung einen Windverlust nicht gestattet, fast keine Reibung, daher nur selten Reparatur und wenig Unterhaltung hinsichtlich des Einschmierens seiner Zapfen bedingt, gar keinen schädlichen Raum besitzt, einen beinahe ununterbrochen gleichförmig blasenden Windstrom giebt und eine geringe Betriebskraft erfordert, der Grund dieser geringen Anwendung nur in den Schwierigkeiten, eine zweckmässige und dauerhafte Construction der Cagniardelle mit einem nicht zu hohen Kostenaufwande zu vereinigen. — Eine genaue Beschreibung der Cagniardelle nebst gründlichen Berechnungen ihrer Leistung und Betriebskraft befindet sich in Hülsse's Maschinen-Encyklopädie Bd. 2. S. 813, sowie eine Vergleichung ihres Nutzeffects mit dem eines Cylindergebläses von Rittinger im Bergwerksfreund XIII. 1.

d) Windradgebläse (auch Ventilatoren, Fächer- oder Centrifugalgebläse genannt). Derartige Gebläse bestehen aus einem aus Eisenblech zusammengenieteten Gehäuse, welches im Verhältniss zu seiner Höhe und Länge eine nur geringe Breite besitzt und etwa in der Mitte seiner Höhe eine Welle hat, an welcher sich Flügel von Eisenblech befinden, die durch die Umdrehung der Welle in eine ausserordentlich schnelle Bewegung gesetzt werden. Das Gehäuse ist da, wo die Achse der Flügel hindurchgeht, an beiden Seiten geöffnet und durch diese Oeffnungen geschieht das Nachsaugen der Luft, während die in dem Gehäuse befindliche, durch die Centrifugalkraft nach der äusseren Peripherie hingetrieben wird und hier aus einer tangential angebrachten Oeffnung in die Windleitung entweicht. Die mit der Welle verbundenen Flügel sind entweder ebene Blechtafeln oder sie bilden Kurven; im erstern Falle sind sie entweder radial oder gegen den Radius geneigt. Von den verschiedenen Constructionen der Ventilatoren mögen hier nur zwei neuere Erwähnung finden, welche als sehr zweckmässig befunden worden sind.

Die eine ist von Lloyd, Fig. 84 (a) und (b), nach einer in Tunner's Stabeisen- und Stahlbereitung II. Aufl. Bd. 1 S. 193 enthaltenen Zeichnung; (a) stellt einen senkrechten, (b) einen horizontalen Durchschnitt dar. *R* ist das äussere aus vier Theilen gegossene Gehäuse, von denen die beiden oberen und ebenso die beiden unteren fest mit einander verschraubt sind. Die horizontale Fuge durch die Mitte des Gebläses gestattet nach Hinwegnahme der oberen beiden Theile den Zu-

Fig. 84a.

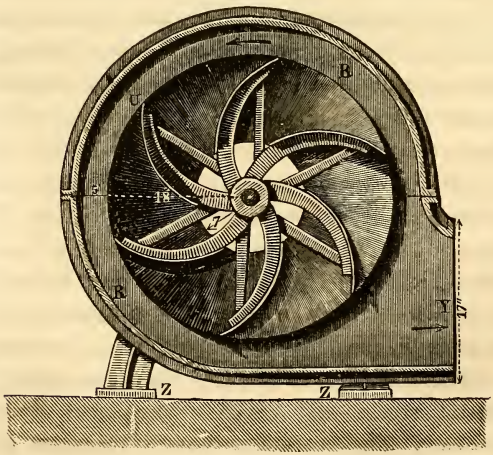
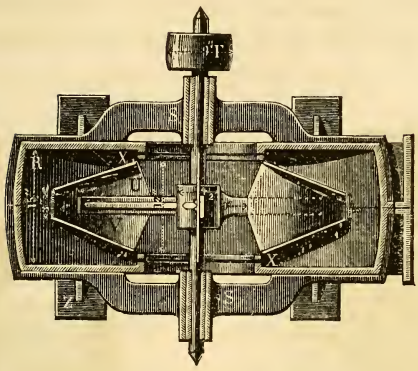


Fig. 84b.

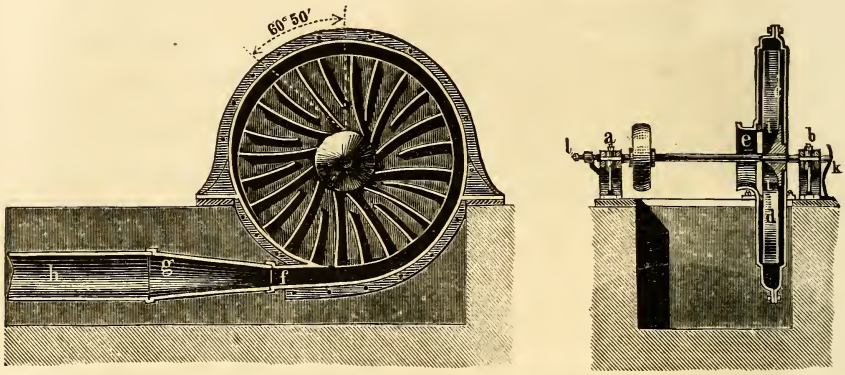


gang zu den inneren Theilen. *S S* sind die Zapfenlager und *T* die Triebwelle; *U* das innere sich drehende Gehäuse, der Treiber genannt, welcher mit eisenblechernen Scheiben *V V* versehen ist, die an den Seiten der Flügel befestigt sind. *X X* sind abgedrehte messingene Ringe, die an den Scheiben befestigt sind und an gusseisernen Ringen anliegen. Letztere sind an dem äussern Gehäuse befestigt und bilden die mittlere Oeffnung, durch welche die atmosphärische Luft in das Gehäuse tritt. *Y* ist die Ausströmungsröhre und *Z Z* sind die Füsse, auf denen die Maschine steht und mit welchen sie auf das Fundament aufgeschraubt ist.

Der Unterschied zwischen dem vorliegenden Ventilator und denjenigen von gewöhnlicher Construction, besteht in der Form des innern sich drehenden Theils *U*, welcher mit gekrümmten, in einem Stück gegossenen Armen versehen ist. An diese sind gekrümmte eisenblecherne Flügel angeschraubt, deren Form aus (a) ersichtlich ist und an deren äusserm Rande die erwähnten eisenblechernen Scheiben *V V* befestigt sind. Die Gesammtfläche der Peripherie-Oeffnungen, wie auch der Gesammtquerschnitt der inneren Durchgänge in jedweder Entfernung vom Mittelpunkte, ist gleich den Flächen der zwei mittleren Oeffnungen in den Seitenwänden des äusseren Gehäuses. Die Scheiben *V V* verhindern die Reaction der Luft auf die Seiten der Flügel und da sie an den Enden nur wenig Fläche für die Reaction des Windes darbieten, so macht die Maschine fast gar kein Geräusch, während die gewöhnlichen Ventilatoren sich durch dasselbe auf grosse Distanzen hörbar machen. (Bei 1400 Umdrehungen pro Minute und zwei siebenzölligen Düsen zeigte dieser Lloyd'sche Ventilator 16 Zoll Wassersäule Windpressung; bei 2000 Umdrehungen und zwei achtzölligen Düsen war die Pressung 24 Zoll Wassersäule.)

Fig. 85 stellt den Rittinger'schen Hochdruckventilator im Durchschnitt vor, nach einer in Tunner's Stabeisen- und Stahlbereitung II. Aufl. Bd. 1, S. 191 enthaltenen Skizze.

Fig. 85.




Auf der mit dem Mauerwerke fest verankerten Fundamentplatte stehen die beiden Lagerständer *a*, *b*, welche die Achse des Flügelrades tragen. Letzteres besteht aus zwei Blechscheiben *c*, *d*, deren erstere auf einer gusseisernen Nabe sitzt, die letztere aber in der Weite der Einströmungsöffnung *e* durchbrochen ist. Zwischen diesen Scheiben sind 24 Flügel aus Eisenblech befestigt, welche zurückgelehnt und so gekrümmt sind, dass ihr erstes Krümmungselement an der Einströmungsöffnung mit dem Radius einen Winkel von 60° 50′ bildet, gegen den Rand des Ventilatorrades hingegen der Flügel radial ausläuft. Die Flügel sind übrigens wegen des leichteren Eintritts für die Luft an dem der Einströmungsöffnung zugekehrten Ende zugeschärft und jeder zweite etwas verkürzt; aus demselben Grunde hat auch die gusseiserne Nabe des Flügelrades die Form eines sphärischen Kegels. Der Mantel des Gehäuses umgiebt das Flügelrad in einer gegen die Ausströmöffnung sich aufrollenden archimedischen Spirale, und hier schliesst ein nach allen Seiten sich gleichförmig erweiterndes Rohr *g* von rechteckigem Querschnitte an, das dann allmählich in die Windleitung *h* übergeht. Der Abschluss des Flügelrades gegen das Ventilatorgehäuse erfolgt durch einen an die Blechscheibe *d* festgenieteten schmiedeeisernen Ring *i*, welcher mit seiner äussern, senkrecht auf die

Achse des Ventilators abgedrehten Fläche längs einer entsprechenden, gleichfalls genau adjustirten Fläche des Gehäuses ohne Reibung vorbeiläuft, so dass zwischen beiden ein sehr kleiner Spielraum vorhanden ist. Die genaue Adjustirung dieses Abschlusses wird durch eine Feder *k* und eine ihr entgegengesetzt gestellte Druckscheibe *l* ermöglicht. Um den Spindelzapfen eine grössere Auflagerungsfläche darzubieten, sind die Lagerschalen recht lang gemacht und als Kugellager eingerichtet. Die Triebwelle befindet sich auf der Spindel aufgekeilt, neben dem Lager *a*.

Ebenfalls neuere hierher gehörige Gebläse sind der Ventilator von Downie, beschrieben im Civil-Engineer April 1859, und daraus im Polyt. Centralblatt 1859, Nr. 13, sowie das ventilatorartige Gebläse von W. Mackenzie, Pract. Mechanic Journ. Septbr. 1857, S. 145 und Polyt. Centralblatt 1857, Nr. 23.

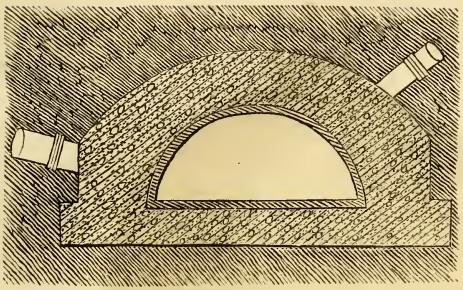
e) Von den Vorrichtungen zur Bewirkung eines möglichst gleichmässigen Gebläsestroms. Diejenigen Gebläse, deren Umtrieb durch einen Krummzapfen oder eine verwandte Vorrichtung geschieht, wie die Balgen- und Kolbengebläse, bringen in Folge der Ungleichförmigkeit einer solchen Bewegung nur ein stossweises Ausströmen des Windes oder einen absetzenden Windstrom hervor. Zur Vermeidung dieses Uebelstandes verbindet (kuppelt) man zwei, nach Befinden auch mehr solcher Gebläse mit einander in der Weise, dass sie in einen gemeinschaftlichen Sammlungsraum, Windsammlungskasten, blasen und die sie bewegenden Krummzapfen bei zwei Gebläsen einen Winkel von 90° mit einander bilden, bei drei Gebläsen aber unter Winkeln von 120° gegen einander gestellt werden, oder man wendet sogenannte Windregulatoren an, durch welche allerdings ein gleichmässiges Ausströmen des Windes noch vollständiger erreicht wird. Diese Windregulatoren können auf zweierlei Weise construirt sein, einmal nämlich kann die aus dem Gebläse ausgepresste Luft in einen grossen und weiten Raum geleitet werden, aus welchem, wenn er mit verdichteter Luft angefüllt ist, die Düsen ihren Windzufluss erhalten; die Unregelmässigkeiten des einmündenden Windstroms werden sich dann auf die des ausmündenden um so weniger verpflanzen, je grösser dieser Raum ist;

oder man leitet im andern Fall den Wind in einen Raum, worin er mit einem der verlangten Pressung angemessenen Gewichte beschwert und dadurch einem immer gleich starken Druck ausgesetzt wird. Ist der Windzufluss aus dem Gebläse geringer als der Windabfluss aus der Düse, so wird die Luft im Raume des Regulators durch das drückende Gewicht ausgepresst, tritt der umgekehrte Fall ein, so hebt die Luft das drückende Gewicht und verbreitet sich in einen grössern Raum, welcher bei geringerem Windzufluss durch das Gewicht wieder verkleinert wird. Es findet also hier die Regulirung des Windes durch gleich bleibenden Druck aber durch veränderliche Grösse des Raums statt, man nennt daher auch jene erstgenannten Vorrichtungen Regulatoren mit unveränderlichem Inhalt, letztere aber Regulatoren mit veränderlichem Inhalt.

Der zu einem Regulator mit unveränderlichem Inhalt erforderliche luftdichte Raum kann auf verschiedene Weise hergestellt werden. Gemauerte Regulatoren müssen inwendig mit einem dichten und dauerhaften Bewurf versehen werden, ebenso diejenigen, welche man, wie es wohl vorgekommen, in natürlichem Gestein ausgesprengt hat. Dieses luftdichte Abschliessen ist vorzüglich bei Wind von starker Pressung mit grossen Schwierigkeiten verbunden und diess ist wahrscheinlich der Grund, wesshalb man diese gemauerten Regulatoren bis jetzt immer wieder abgeworfen hat. In neuerer Zeit sind auf dem Hüttenwerke L'Horme in Pouzin (Dep. Ardèche) gemauerte Gebläseregulatoren von Gruner hergestellt und im Bulletin de la soc. d'enc. Juillet 1856 p. 430*) speciell beschrieben worden. Diese Regulatoren haben, wie Fig. 86 zeigt, welche einen Durchschnitt rechtwinklig zur Achse darstellt, die Form eines hohlen Halbcylinders mit horizontaler Achse von 25 Meter Durchmesser und liegen neben den Gründungen der Hohöfen. Bei der Darstellung der Regulatoren wurde auf dem blosgelegten Kiese, welcher den Boden des Hüttenwerkes bildet, eine 0,65 Meter starke Schicht mit grosser Sorgfalt zubereiteten Mörtels gebracht, welcher aus 1 Volumtheil besten

*) S. a. Polyt. Centralblatt 1856, Nr. 23, und Berg- u. hüttenm. Zeitg. 1857, Nr. 5.

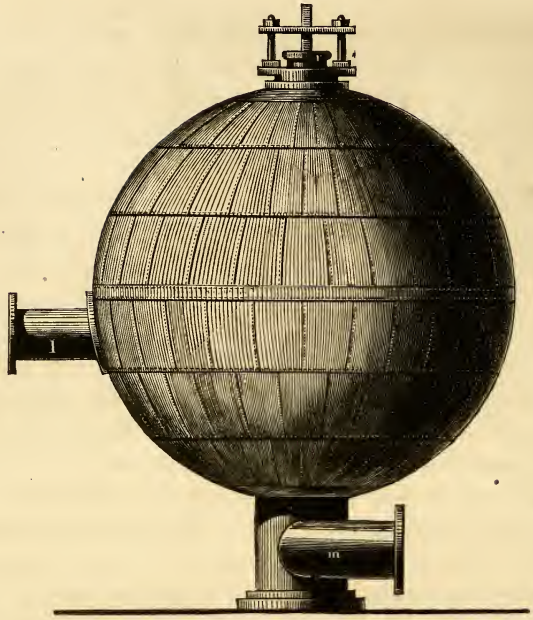
Fig. 86.



hydraulischen Kalkes, 2 Volumtheilen reinen gewaschenen quarzigen Sandes und 4 Volumtheilen geschlagener Kieselsteine bestand. Der Mörtel wurde in einzelnen Lagen aufgetragen und gehörig festgestampft. Nach Vollendung des Bodens führte man das Gewölbe von 0,12 Meter Stärke aus gut gebrannten und ganz in den Mörtel eingetauchten Ziegelsteinen auf, wobei die grösste Sorgfalt auf eine vollkommene Verbindung der Rohre mit dem Gewölbe verwendet wurde; man umgab endlich das letztere in derselben Weise wie den Boden mit Mörtel. Zur Vollendung des Regulators wurden die innern Wände desselben wiederholt mit Mörtel und endlich mit Steinkohlentheer, der mit gebranntem Kalk versetzt war, bestrichen, auf den Boden aber eine Schicht Cement aufgetragen und darüber einige Lagen Asphalt gegossen. Man schloss endlich den Regulator durch eine Mauer wie am andern Ende, zu deren inneren Fläche der Arbeiter durch das Eintrittsrohr des Windes gelangte, das immer weit genug sein muss, um einen Mann durchzulassen. Die Kosten für den ganzen Regulator, der 157 Cub.-Met. fasst, betrugen wenig mehr als die Hälfte von denen, welche die Herstellung eines eisernen erfordert haben würde.

Eiserne Regulatoren und zwar entweder aus gusseisernen Platten zusammengesetzt oder nach Art der Dampfmaschinenkessel aus starkem Eisenblech zusammengenietet, sind trotz ihrer Kostspieligkeit bis jetzt immer am häufigsten angewendet worden, da sie sich in vieler Hinsicht am zweckmässigsten erweisen. Man kann ihnen die Gestalt einer Kugel, eines Sphäroids etc. geben und solche Regulatoren im Freien und ohne alle Bedachung aufstellen, wenn nur die äussere Fläche der Bleche durch einen firnissartigen Ueberzug gegen die Einwirkung der feuchten Luft geschützt wird. Fig. 87 stellt einen Regulator aus Eisenblech in Gestalt einer Kugel vor. Die

Fig. 87.



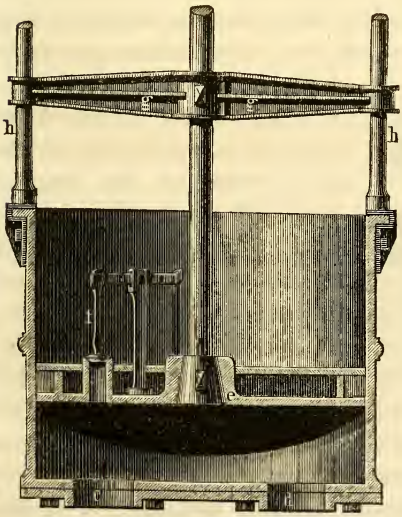
Röhre *m* steht mit der Windleitungsröhre vom Windsammelkasten des Gebläses, *l* mit der Röhre, die zu den Düsen führt, in Verbindung; bei *r* ist ein mit einem Gewicht beschwertes Ventil, welches sich öffnen kann, um dem Winde einen Ausweg zu gestatten, wenn durch irgend einen zufälligen Umstand eine Verstopfung der Ausströmungsöffnungen eingetreten ist. Ausserdem ist es nöthig, bei der Anlage dieser Regulatoren auf die Anbringung einer gut verschliessbaren Oeffnung Rücksicht zu nehmen, durch welche nöthigenfalls ein Arbeiter in das Innere desselben gelangen kann.

Ist das Gebläse mit den Regulatoren nur durch kurze Windleitungsröhren in Verbindung gesetzt, so muss der räumliche Inhalt des Behälters 20 bis 30 Mal so gross sein, als der des Gebläses, um eine gleichbleibende Geschwindigkeit des ausströmenden Windes zu bewirken. Wenn die Localverhältnisse aber eine lange Windleitung vom Gebläse bis zum Behälter erfordern, so hilft die lange Leitung schon mit zum Reguliren des Windes, und es genügt dann ein Behälter, dessen

Inhalt den des Gebläses 10—15 Mal übertrifft. Sehr weite Windleitungen vertreten die Stelle der Regulatoren mit gutem Erfolge.

Bei den Regulatoren mit veränderlichem Inhalte wird der Druck und die Pressung des Windes in dem Regulatorraum auf zweierlei Weise bewerkstelligt, entweder durch Gewichte oder durch eine Wassersäule. Regulatoren, in denen der Wind durch Gewichte eine gleichbleibende Ausströmungsgeschwindigkeit erhält, nennt man Kolben- oder trockne Regulatoren, diejenigen aber, bei welchen dies durch eine Wassersäule bewirkt wird, Wasserregulatoren. — Ein Trockenregulator besteht in einem concentrisch ausgebohrten, mit einem Boden, aber nicht mit Deckel versehenem gusseisernen Cylinder, in welchem sich ein Kolben mit Kolbenstange ungehindert auf- und niederbewegen kann. Die Liederung des Kolbens ist von der eines Gebläsekolbens nicht verschieden. Der Regulator empfängt die Luft aus dem Gebläse durch eine Oeffnung im Boden des Cylinders, eine zweite Oeffnung ebendaselbst steht mit der Röhrenleitung in Verbindung, die den Wind zur Düse führt. Der Kolben ist mit einer Kolbenstange versehen, um ihn erforderlichen Falles aus dem Cylinder nehmen zu können, besonders aber, um die Kolbenstange in einer über den Regulator angebrachten Leitung sich bewegen zu lassen, damit der Kolben stets in einer vollkommen horizontalen Lage erhalten wird. Fig. 88 stellt einen Trockenregulator im Durchschnitt vor, *e* der Kolben, an dessen Stange eine Gleitvorrichtung *g* befestigt ist, c und *d* die den Wind zu- und abführenden Leitungen, *f* ein Sicherheitsventil, um dem Winde bei einer zu-

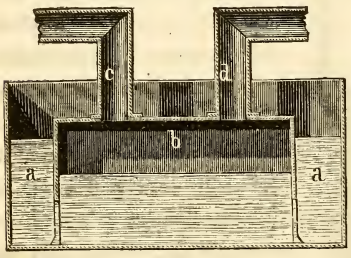
Fig. 88.



fälligen starken Pressung einen Ausweg zu verschaffen, indem sonst der Kolben aus dem Cylinder herausgetrieben würde. Der aus dem Gebläse in den Regulator tretende Wind wird zum Theil durch die damit in Verbindung stehende Düse entweichen, zum Theil aber auch den Regulatorkolben heben und ihn schwebend erhalten, wenn sein Gewicht zu dem durch die comprimirte Luft auf ihn ausgeübten Drucke in richtigem Verhältnisse steht. Alle Ungleichmässigkeiten des einmündenden Luftstroms werden nur eine Auf- und Niederbewegung des Kolbens, aber eben deshalb kein entsprechendes Oscilliren des ausströmenden Windes verursachen, und der Regulator wird nur in Folge des ungleichmässig einströmenden Windes bald grössere bald geringere Mengen comprimirter Luft, jedoch stets von annähernd gleichem Drucke enthalten.

Der Kolben pflegt an sich gewöhnlich nicht schwer genug zu sein, um dem Drucke der comprimirten Luft hinreichend Widerstand zu leisten, man vermehrt deshalb sein Gewicht durch aufgelegte Eisenstücke. Um bei einer plötzlichen Unterbrechung des einströmenden Windes das schnelle Herabsinken des Kolbens auf den Boden des Cylinders weniger nachtheilig wirken zu lassen, befinden sich auf diesem Boden einige Holzklötze, welche dem Kolben dann zur Unterlage dienen. Man giebt den Kolbenregulatoren gewöhnlich den $1^1/_2$fachen bis doppelten räumlichen Inhalt des Blasecylinders, macht sie aber lieber weiter als höher, wodurch die Schwankungen des regulirenden Kolbens natürlich geringer werden. — Ein Wasserregulator Fig. 89 besteht aus einem an der unteren Seite offenen Behälter *b*, welcher mit dieser offenen Seite in ein mit Wasser gefülltes Reservoir *a* eingetaucht ist, so dass zwischen der Wasserfläche und dem Deckel des Behälters noch ein mit Luft gefüllter Raum übrig bleibt. Der Behälter *b*, welcher am zweckmässigsten aus eisernen Platten hergestellt ist, hat zur Communication mit dem Reservoir entweder längere oder kürzere Seitenwände und ist, wie in der

Fig. 89.



Figur angedeutet, unten mit Oeffnungen versehen. *c* und *d* sind Röhren, durch welche der Wind ein- und ausströmt. Der im Behälter *b* enthaltenen comprimirten Luft wird für gewöhnlich durch die höhere Wassersäule im Gefässe *a* das Gleichgewicht gehalten, es wird aber bei jeder durch ungleichmässiges Zuströmen bewirkte Veränderung des Volumens der in *b* eingeschlossenen Luft, ein Wachsen oder Abnehmen dieser Niveau-Differenz stattfinden, so dass nicht, wie bei einem Kolbenregulator, die Luft einem constanten, sondern einem veränderlichen Drucke ausgesetzt ist. Es erfolgt deshalb auch die Regulirung des Luftstromes durch einen Wasserregulator nicht so vollständig als durch einen Trockenregulator, wenn man nicht ersterem einen bei weiten grösseren räumlichen Inhalt giebt als letzterem, und es haben daher auch die Wasserregulatoren stets einen 4—5 Mal grösseren Inhalt als derjenige der betreffenden Gebläsevorrichtung ist. Ein Uebelstand bei ihrer Anwendung bleibt das starke Schwanken und die tumultuarische Bewegung des Wassers, wodurch Theile desselben nach der Windleitungsröhre und der Düse mit fortgerissen werden und trotz aller Vorsichtsmassregeln die Luft sehr feucht in den Ofen gelangt. Man hat deshalb den Vorschlag gemacht, das Wasser mit einer Oelschicht zu versehen. Eines Sicherheitsventiles bedürfen die Wasserregulatoren nicht, da die etwa zu stark comprimirte Luft leichter ihren Ausweg durch das Sperrwasser nehmen, als irgend einen Theil des Regulators oder Gebläses zersprengen wird.

f) Von den Vorrichtungen zur Erhitzung der Gebläseluft. Schon am Ende des vorigen Jahrhunderts bediente sich, wie in Nicholson's Journal of phys. sciences, Vol. 2 mitgetheilt wird, der Admiralitätsphysikus Seddler des erwärmten Sauerstoffgases bei Löthrohrversuchen, da er bemerkt hatte, dass die Wirkung desselben viel stärker als diejenige des Gases von gewöhnlicher Temperatur sei; ferner machte Leuchs in seinem Handbuche für Fabrikanten Bd. 8. S. 388 den Vorschlag, bei Schmelzöfen unter dem Heerde und in der Wand des Ofens oder im Rauchfange Röhren einzulegen, in diesen die Gebläseluft zu erwärmen, zugleich Wasserdämpfe zu erzeugen und beides in Verbindung dem Feuer zuzuführen; hierdurch würde nicht nur grosse Hitze

hervorgebracht, sondern auch eine grosse Ersparung an Brennmaterial erreicht werden. Leuch's unterliess es, diesen Vorschlag auf seine Ausführbarkeit zu prüfen und so blieb derselbe, wie jene Bekanntmachung, ohne weitere Folgen, bis im Jahr 1830 Nielsen, Director der Gasbeleuchtungsanstalt zu Glasgow, durch einige Versuche, die von ihm bei einem gewöhnlichen Frischfeuer angestellt wurden, auf den Gedanken kam, dass es vortheilhaft sein könne, die Feuerung bei hüttenmännischen Processen durch vorher erwärmte Luft zu unterhalten. Nielsen, dem sonach das Verdienst zuerkannt werden muss, erwärmte Gebläseluft bei metallurgischen Processen zuerst in Anwendung gebracht zu haben, fand Gelegenheit, seine Versuche in grösserem Maassstabe mit Macintosh und Wilson fortzusetzen. Obgleich bei ihrem ersten Versuche die Luft wegen der Unvollkommenheit des Apparates nur bis auf 93 ° C. erwärmt werden konnte, so erwies sich dies doch schon so günstig, dass sie mit Hülfe anderer Apparate die Temperatur der Luft bis auf 137 ° und zuletzt 322 ° C. steigerten. Hierbei nun erlangten sie Resultate, welche das Staunen der metallurgischen Welt erregten. Schnell verbreitete sich die Kunde von ihnen durch England, Frankreich und Deutschland, und überall suchte man diese neue Erfindung bei den verschiedenartigsten hüttenmännischen Operationen anzuwenden. Während eines längeren Zeitraumes gemachte Erfahrungen haben wenigstens für den Eisenhohofenprocess ganz wesentliche Vortheile von der Anwendung der erwärmten Gebläseluft ergeben, man hat indess nicht diesen glücklichen Erfolg auch bei dem Silber-, Kupfer-, Blei- und Zinnhüttenwesen zu erreichen vermocht.

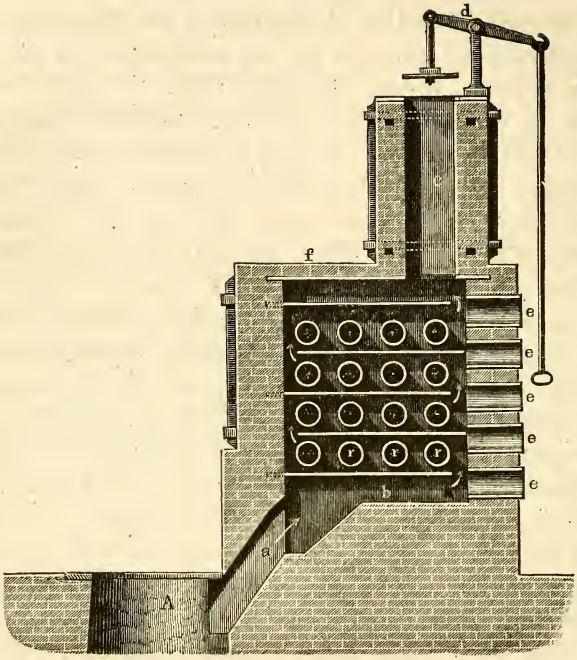
Der günstige Einfluss der erhitzten Gebläseluft bei dem Betriebe der Hohöfen, welcher sich in einer Ersparung an Brennmaterial oder in einer Vermehrung der Production unter Beibehaltung derselben Quantität Brennmaterial als bei Anwendung von kalter Luft, oder endlich, zu welchem Resultate man bei den meisten Hohöfen gelangt ist, in einer gleichzeitigen Vermehrung der Production und Ersparung an Brennmaterial kund giebt, lässt sich nach den darüber angestellten Untersuchungen, hauptsächlich durch die grössere Wärmemenge erklären, welche durch die erhitzte Luft in den Ofen gebracht

wird. Ihre Anwendung zeigt sich um so vortheilhafter, wenn man nicht erst besondere Vorrichtungen zur Erhitzung nöthig hat, sondern diese durch die bei den metallurgischen Processen verloren gehende Wärme geschehen lässt; so bieten bei den Hohöfen die Gichtenflamme oder die entzündbaren Gase, welche aus der Gicht entweichen, bei den Flammöfen die in die Esse abziehende, zu dem eigentlichen Zwecke schon benutzte Flamme, bei den Frischheerden die aus dem Feuer entweichende Flamme und Hitze vortreffliche Gelegenheit dar, den Wind vor seinem Eintritt in die Formen zu erhitzen. Da wo örtliche Einrichtungen die Anwendung verloren gehender Hitze nicht gestatten, müssen besondere Vorrichtungen zur Erhitzung des Windes angebracht sein; der Verbrauch an Brennmaterial zu diesem bestimmten Zwecke vermindert jedoch die Ersparungen, welche aus der Anwendung der erhitzten Luft entstehen. Von den verschiedenen, zur Erhitzung des Windes in Ausführung gebrachten Vorrichtungen, hinsichtlich welcher auf die v. Herder'sche Sammlung derartiger Apparate*) verwiesen werden muss, möge hier nur der allgemein als zweckmässig anerkannte — nach dem Orte seiner ersten Anwendung, dem Hüttenwerke Wasseralfingen in Würtemberg — benannte Wasseralfinger Apparat näher beschrieben werden.

Dieser Apparat, welcher in Fig. 90 im verticalen Durchschnitt abgebildet ist, wird durch die Gichtenflamme des Hohofens erhitzt und besteht zunächst aus 16 horizontal und parallel liegenden gusseisernen Röhren $r$ von 6,8 Zoll lichter Weite. Die Röhren liegen in 4 Etagen jede zu 4 Röhren übereinander, jede Etage aber ruht auf einer gusseisernen Platte, welche an einer Seite der erhitzenden Flamme den Durchgang gestattet. Letztere tritt von der Gicht $A$ durch den ansteigenden Canal $a$ zunächst in den Raum $b$ und nimmt hierauf den durch Pfeile bezeichneten Weg in die Esse $c$. Jede Röhre einer Etage ist mit ihrer zunächstliegenden durch

*) XXXV Tafeln Abbildungen der vorzüglichsten Apparate zur Erwärmung der Gebläseluft etc., nebst Erläuterungen, herausgegeben von Brendel, Reich, Winkler und Merbach. Freiberg 1840. Verlag von J. G. Engelhardt.

Fig. 90.




ein knieförmiges Röhrenstück verbunden, desgleichen auch die letzte Röhre einer Etage und die zunächst liegende einer oberen oder unteren Etage. Die zu erhitzende Gebläseluft tritt zuerst in die unterhalb der Esse *c* liegende Röhre der obersten Etage ein, durchstreicht von hier diese oberste Röhren-Etage, tritt aus der letzten Röhre derselben in die zunächst unter ihr liegende der zweiten Etage, durchstreicht diese etc. bis sie endlich hinreichend erhitzt aus der über den Canal *a* liegenden letzten Röhre der untersten Etage wieder austritt und den Düsen zugeführt wird. Durch die Oeffnungen *e* kann man mit Hülfe einfacher Werkzeuge in das Innere des Apparates gelangen, um Platten und Röhren von Asche und Erzstaub zu reinigen, welche die Gichtflamme stets mit sich führt und wodurch die Lufterhitzung beeinträchtigt wird. Diese Oeffnungen sind für gewöhnlich mit Schiebern verschlossen. Durch die Stellung der Essenklappe *d* kann man die Erhitzung der Röhren reguliren. Bei *f* ist der Apparat

mit Ziegeln und einer Gusseisenplatte abgedeckt, um bei vorkommenden Reparaturen in das Innere desselben gelangen zu können.

Die Temperatur, bis auf welche man die Gebläseluft in diesen und ähnlichen Apparaten erhitzt, geht gewöhnlich nicht viel über 300° C. hinaus, da die stets aus Gusseisen bestehenden Lufterhitzungsgefässe dann einen Hitzgrad annehmen müssten, welcher ihre baldige Zerstörung zur Folge haben würde. Zur Messung des Hitzgrades der Luft muss sich in der Nähe der Düse ein Instrument befinden. Man bedient sich hierzu weniger der Quecksilber-Thermometer als vielmehr der Metallspiralen-Thermometer, welche indess nach längerem Gebrauch unzuverlässig werden. Zweckmässiger dürfte daher die Bestimmung der Temperatur durch Legirungen von bekanntem Schmelzpunkte sein,*) zu welchem Ende in der Nähe der Düse innerhalb der Windleitung ein kupfernes Kästchen luftdicht eingelassen sich befindet, welches mehrere kleine fingerhutähnliche Gefässe enthält, worin bei verschiedenen Temperaturen schmelzbare Legirungen von Wismut, Blei und Zinn gelegt werden. Die kleinen Gefässe sind an Metalldrähten aufgehängt, mittelst deren man sie leicht aus den kupfernen Kästchen herausheben kann, um den Zustand der Legirungen zu untersuchen.

g) Von den Windleitungen und Einrichtungen bei den Düsen und Formen. Die Windleitungsröhren, in welchen die ausgepresste Luft nach den Oefen geleitet wird, bestehen bei Balgen- und Wassergebläsen häufig nur aus hölzernen Lutten, Windlutten; da sie indess trotz in- und auswendigen Verpichens mit der Zeit zu nicht unbedeutenden Windverlusten Veranlassung geben, übrigens auch wegen der rauhen Beschaffenheit der Flächen dem Hindurchströmen der Luft einen grösseren Widerstand entgegensetzen, so hat man sie wohl durch zusammen gelöthete Röhren von verzinntem Eisenblech ersetzt, die aber auch da, wo Wind von starker Pressung angewendet wird, nicht dauerhaft und äusseren zufälligen Beschädigungen zu sehr ausgesetzt sind. Bei Wassergebläsen sind sie auch deshalb nicht practisch, weil sie durch die

*) Scheerer, Metallurgie. Bd. 1. S. 492.

feuchte Luft bald zerstört werden. Man bedient sich daher am zweckmässigsten und bei grösseren Gebläsen, wie Cylindergebläsen, jetzt durchgängig gusseiserner Röhren zum Fortleiten des Windes. Diese Röhren werden durch angegossene Kränze in der Weise luftdicht mit einander verbunden, dass man zwischen je zwei derselben einen Bleiring einlegt, welcher dann durch starkes Anziehen der Kranzschrauben zusammengedrückt wird und so einen vollständigen Verschluss herstellt. Diejenigen Stücke der Leitung, welche von der geraden Richtung abweichen müssen, erhalten die erforderlichen und durch die Localität bedingten Krümmungen und Biegungen beim Guss. Bei Anwendung erhitzter Gebläseluft kann die Verbindung der Röhren in dem Theile der Röhrentour, in welchem sich die erhitzte Luft bewegt, nicht durch Bleischeiben zwischen den Kränzen geschehen, sondern man bewerkstelligt dies durch Kupferdraht und Eisenkitt.*) Es werden zu diesem Ende die Flächen der Kränze sorgfältig abgedreht, damit sie genau an einander passen. Dann legt man innerhalb der Schraubenlöcher einen Ring von $^1/_4$ Zoll starkem Kupferdraht und auch einen solchen ausserhalb desselben, füllt den übrigen Raum mit Eisenkitt aus und schraubt mittelst der Kranzschrauben beide Röhren so fest zusammen, dass der Kupferdraht etwas

---

*) Dieser Eisenkitt kann nach verschiedenen Vorschriften bereitet werden, unter die vorzüglichsten sind folgende zu rechnen. 1) 5 Theile gesiebte Eisenfeilspähne, 1 Theil Thon werden mit starkem Essig befeuchtet; sobald das Gemenge anfängt warm zu werden, wird mehr Essig hinzugefügt, das Ganze gut umgerührt und sogleich verbraucht. 2) 1 Theil gesiebte Eisenfeilspähne wird mit einer Lösung von $^1/_{32}$ Salmiak übergossen und dem Rosten überlassen, worauf noch 1 Gewichtstheil frische Eisenfeilspähne und 1 Gewichtstheil Thon hinzugefügt, das Ganze mit etwas Wasser zu einem Teige angerührt und sofort verbraucht wird. 3) 4 Theile Eisenfeile, $^1/_{16}$ Salmiak, $^1/_4$ Feldspathpulver, $^1/_{32}$ Schwefel mit Wasser zu einem Teige angerührt und sofort verbraucht. 4) 16 Theile Eisenfeile, 2 Theile Salmiak, 1 Theil Schwefelblumen werden gemengt und in einem verschlossenen Gefässe aufbewahrt. Für den Gebrauch wird 1 Theil obiger Mischung mit 20 Theilen feine Eisenfeile gemischt und das Ganze mit einer Mischung aus $^7/_8$ Wasser und $^1/_8$ Essig befeuchtet, worauf das Gemenge in die Fugen eingestrichen wird. Die betreffenden Stellen des Eisens müssen vorher blank gescheuert werden und die Kitte völlig ausgetrocknet sein, ehe sie einer höheren Temperatur ausgesetzt werden.

platt gedrückt wird und die Fuge luftdicht geschlossen ist. Ebenso erfordern die Röhren, welche unmittelbar der Flamme der Erhitzungsvorrichtung ausgesetzt sind, eine besondere Art der Verdichtung, man schiebt nämlich über das Ende von je zwei Röhren, die deshalb keine Kränze haben, einen Muff und füllt den Zwischenraum mit Eisenkitt aus. Die Weite der gegossenen eisernen Windleitungsröhren ist zum Theil von der Menge des Windes abhängig, welcher sich darin fortbewegen soll. Weitere Röhren sind zwar bedeutend kostbarer, aber viel zweckmässiger als enge dergleichen, weil jene nicht nur gute Luftregulatoren sind, sondern auch die Bewegung der Luft erleichtern. Nach Karsten (Syst. d. Metall. Bd. 3. S. 557) sollte bei grossen Gebläsen der Hauptwindleitungs-Röhrenstrecke ein Durchmesser von 15—20 Zoll gegeben werden. Die Nebenstrecken, welche den Wind zu den verschiedenen Punkten führen, haben bei einem Durchmesser von 10—12 Zoll eine hinreichende Weite. Bei kurzen Röhrenstrecken genügen auch eiserne Röhren von 6—8 Zoll im Durchmesser.

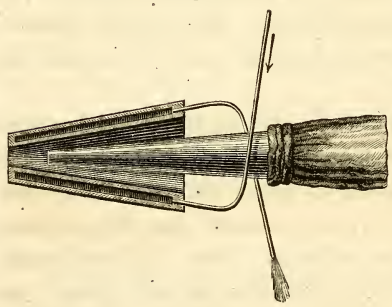
Die mit der Windleitungsröhre des Gebläses verbundene konische eiserne Röhre, durch welche der Wind in den Schmelzraum geleitet wird, heisst die Düse (S. 169), der engere Theil derselben ist dem Ofen, der weitere der Windleitung zugekehrt, mit welcher sie mittelst eines Lederschlauchs oder einer andern Vorrichtung verbunden zu sein pflegt, um ihr die erforderliche Beweglichkeit zu ertheilen. Die Weite der engern Mündung oder die Düsenweite pflegt gewöhnlich zwischen 1 und 2 Zoll zu sein; vortheilhaft ist es in jedem Falle wegen des Reibungswiderstandes, die Düse weniger kurz und weniger scharf konisch zu machen. Die Düse liegt, wie schon Seite 169 mitgetheilt wurde, in der Form. Den unteren ebenen Theil der letzteren pflegt man das Blatt zu nennen, den oberen konisch gewölbten, den Busen oder Bauch, den vorderen verjüngten Theil endlich, welcher mehr oder weniger in den Ofen hineinragt, den Rüssel oder das Auge. Die Form ist an diesem Theile, welcher der Zerstörung durch die Hitze am meisten ausgesetzt ist, bei Weitem stärker als an dem weitern Ende. Die Lage der Form ist für den Schmelzgang von grosser Wichtigkeit, da von

dieser Lage auch diejenige des Schmelz- und Oxydationsraums im Ofen abhängig ist; sie liegt bald horizontal, bald ansteigend, bald geneigt, auch ragt sie wohl etwas in den Ofen hinein.

Gewöhnlich liegt die Düse unmittelbar auf dem Formblatte, so dass sie dieselbe Neigung wie dieses hat, man giebt ihr aber auch wohl durch Unterlagen eine andere Neigung. Je mehr die Form in den Ofen hineinragt, desto weiter legt man die Düse zurück, indem sie dann durch den beständig anprallenden Wind gekühlt wird und weniger der Zerstörung durch die Hitze ausgesetzt ist. Der Abstand der Düsenmündung von der Formmündung pflegt indess selten grösser als 4 Zoll zu sein.

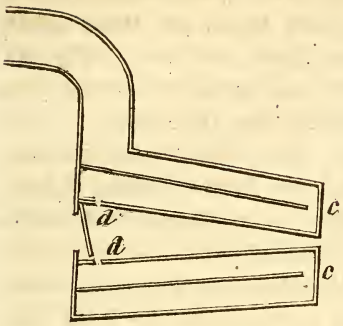
Um die Form vor rascher Zerstörung durch die Hitze zu bewahren, bedient man sich der sogenannten Wasserformen, wie in Fig. 91 eine dergleichen abgebildet ist. Diese Formen, von denen man bei Anwendung erhitzter Luft fast stets Gebrauch macht, haben eine konische Gestalt und doppelte Wände, welche durch fortwährend in der, in der Figur angedeuteten, Richtung mit grosser Geschwindigkeit zu- und abfliessendes Wasser kühl erhalten werden. Die Verbindung der Düse mit den Windleitungsröhren kann natürlich bei Anwendung erhitzter Luft nicht mittelst eines Lederschlauchs geschehen, sondern die Düse erhält dann ihre Beweglichkeit nach allen Richtungen durch eine sogenannte Nuss. Eine Form, bei welcher die Luft selbst als kühlendes Medium benutzt, zugleich aber auch erwärmt wird, ist in Fig. 92 dargestellt.*) Die Form ist von starkem Kupferblech gefertigt, ragt mit ihrem Rüssel $1\frac{1}{2}$ bis 2 Zoll in den Ofen hinein und besteht eigentlich aus 3 in einander gesteckten abgestumpften Kegelmänteln mit gemeinschaftlicher Axe. Die beiden äusseren derselben liegen

Fig. 91.



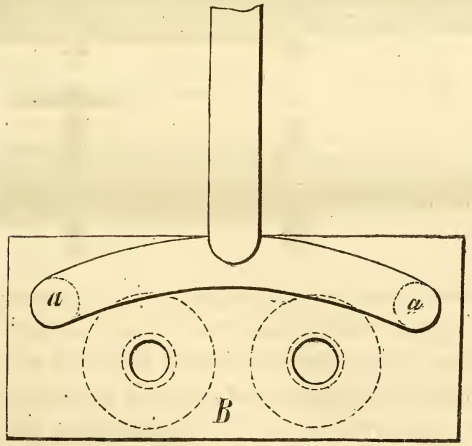
*) Berg- und hüttenm. Ztg. 1855. Nr. 13.

Fig. 92.




in 4 Zoll Abstand von einander und bilden die eigentliche Form. Mitten zwischen beiden befindet sich der dritte als Scheidewand dienende, welcher an dem weiteren Ende luftdicht gegen die Grundfläche anschliesst, an dem engeren aber 1 Zoll absteht. Durch das Zuführungsrohr tritt der Wind zunächst zwischen den äusseren und mittleren Kegelmantel, dann, wie aus der Zeichnung ersichtlich, bei *c* zwischen diesem und dem inneren und entweicht endlich durch einen kranzförmigen Einschnitt im inneren Mantel bei *d* dicht an dem weiteren Ende der Form; hier verschliesst er selbst eine sich nur nach innen öffnende Klappe und ist so gezwungen, in den Ofen zu strömen. Durch die vielfache Berührung, in die der Wind mit dem erhitzten Metall tritt, soll er sich bis auf 150 ° R. erwärmen, schützt aber auch andererseits das Kupfer vor dem Abschmelzen. In Fig. 93 sind zwei solcher Formen vereinigt, sie sind von einem gemeinschaftlichen Kasten *B* umgeben, in welchen der Wind zunächst eintritt, der äussere Kegelmantel ist dafür weggelassen; es wird auf diese Weise dem Winde eine grössere heisse Metallfläche dargeboten. Der die beiden Formen umschliessende Kasten hat die Gestalt einer abgestumpften Pyramide, in der die beiden Kegel liegen. Das in zwei Zweige getheilte Windzuführungsrohr steht durch zwei kurze Röhren *a a* mit dem Kasten *B* in

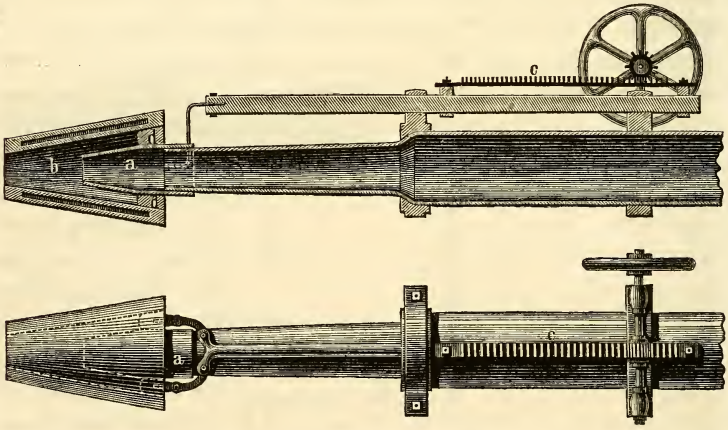
Fig. 93.



Verbindung, so dass zunächst der ganze Raum innerhalb des pyramidalen Kastens und der beiden Kegel mit Wind erfüllt wird, welcher dann durch einen Spalt wie bei *c*, Fig. 92, zwischen die beiden Kegelmäntel und endlich wie bei *d* in den innern hinein und aus diesem in den Ofen tritt.

Um das Zurückprallen des der Düse entströmenden Windes von den Formwänden und die daraus für den Betrieb der Oefen entstehenden Nachtheile zu beseitigen, verwendet man mehrfach, namentlich bei Eisenhohöfen, geschlossene Formen. Die Vorrichtung zum Abschluss des Raums zwischen Düse und Form besteht entweder in einer auf der Düse festsitzenden, der Gestalt der Form entsprechenden eisernen Scheibe, welche man mittelst Getriebe und gezahnter Stange zugleich mit der Düse luftdicht in die Form einschieben kann, oder wie aus Fig. 94 zu ersehen, aus einem Ringe *d*, welchen

Fig. 94.




man durch eine ähnliche Vorrichtung *c* zwischen die in diesem Fall unbeweglich bleibende Düse *a* und die Form *b* bringt.

Um die Verbreitung des Windes im Ofen mehr als man bei der bisherigen Gestalt der Düsen und Formen im Stande gewesen, zu reguliren, sind von Truran*) eigenthümlich construirte Düsen zunächst für Eisenhohöfen vorgeschlagen worden, Es wird nämlich bei ihnen der in die Düse einströmende

*) Berg- und hüttenm. Ztg. 1857. S. 6, sowie S. 220.

Wind durch Einführung einer inneren Röhre in dieselbe getheilt und man braucht dann nur die Form der innern Röhre abzuändern, um den äusseren ringförmigen Windstrom einen grösseren oder geringeren Druck als den centralen zu geben. Erweitert man nämlich nach Fig. 95 die Oeffnung der inneren Röhre, so wird der centrale Wind, da er seine Dichtigkeit beibehält, mehr auf das in der Mitte des Heerdes befindliche Brennmaterial wirken, während der ringförmige Wind von geringerer Dichtigkeit sich seitwärts verbreiten und diejenigen Kohlen verbrennen wird, welche sich näher an den Wänden befinden. Wollte man hingegen den ringförmigen Wind stärker gepresst anwenden als den centralen, so wählt man die in Fig. 96 dargestellte Form, bei welcher das hintere Ende der inneren Röhre enger ist als das vordere. Soll der innere und äussere ringförmige Windstrom eine verschiedene Temperatur haben, so braucht man eine Einrichtung, wie sie aus Fig. 97 zu ersehen. Zu ähnlichem Zwecke hat man übrigens schon früher*) in der Mündung der Form eine Scheidewand angebracht, wodurch zwei Ströme entstehen, welche, indem sie beim Ausströmen gegen einander stossen, eine breite fächerartige Schicht bilden und den Wind daher besser verbreiten lassen. Ebenso hat man beim Abtreiben des Werkbleies, wo eine gleichförmige Vertheilung des Windes über den ganzen Heerd von Vortheil ist, Formen von beistehender Gestalt, Fig. 98, angewendet.**) Die Form hat eine mundförmige Oeffnung, die sich gegen die beiden Enden um das Doppelte erweitert. Der Wind, welcher

Fig. 95.

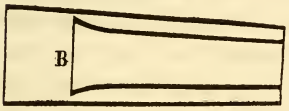



Fig. 96.

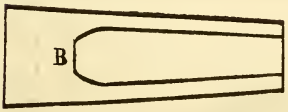
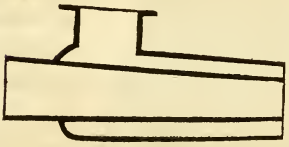


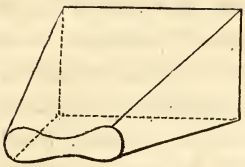

Fig. 97.



*) Hartmann, Ergänzungsheft zu Valerius, Handbuch der Roheisen-Fabrication. 1853. S. 74.

**) Berg- und hüttenmänn. Zeitg. 1855. Nr. 13.

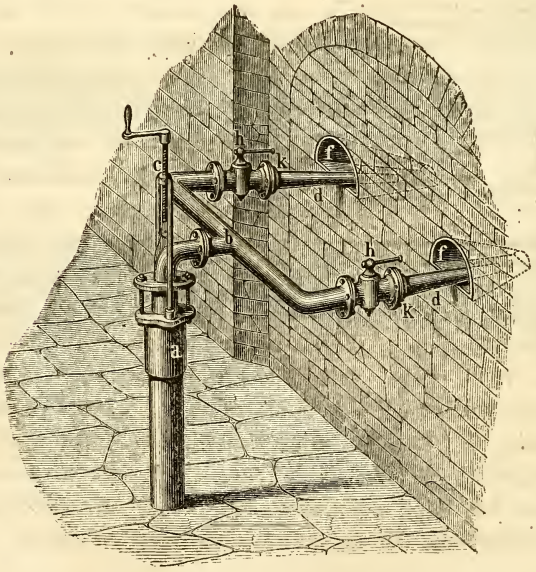
Fig. 98.



durch die Düse in Richtung der Axe einströmt, soll, durch die Verengung in der Mitte gehindert, sich einen Ausweg an beiden Enden suchen. Die ganze Oeffnung ist nach einem Kreisbogen dergestalt gekrümmt, dass die beiden Enden um 1 Zoll gegen die Mitte zurücktreten und so der Wind sich strahlenförmig über den ganzen Heerd gleichmässig verbreitet.

Bei grossen Gebläsen, welche für mehrere Oefen den Wind zu liefern haben, erfolgt die Ableitung des Windes für jeden einzelnen Ofen aus der meist unter der Hüttensohle angebrachten Hauptwindleitungsröhre mittelst eines sogenanten Windständers oder Windstücks, mit welchem die Düse verbunden ist. In Fig. 99 ist eine derartige Vorrichtung abgebildet, wie man sie auf den Freiberger Hütten bei den dort

Fig. 99.



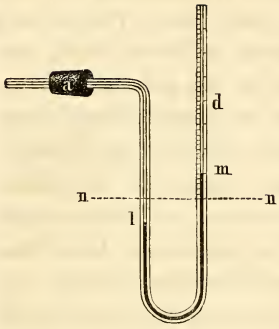

gebräuchlichen zweiförmigen Oefen anwendet. Der von einem Cylindergebläse gelieferte Wind läuft längs allen, an einer und derselben Brandmauer liegenden Schmelzöfen in der unter

der Hüttensohle versenkten gusseisernen Windleitung hin und steigt an jeder Ofenstelle in einer auf jener Windleitung befindlichen feststehenden Ständerröhre *a* aufwärts, theilt sich in der Röhre *b*, passirt die Stellhähne *h* und gelangt dann in die Düsen *d*. Die Ständerröhre *a* ist an ihrem oberen Ende zur Aufnahme einer Liederung für das mittelst der Vorrichtung *c* darin auf- und niederschiebbare Kniestück der Röhre *b* erweitert. Mittelst der Stellhähne vermag der Arbeiter fortwährend den Zutritt der Gebläseluft zu reguliren. Jede Düse ist mit dem betreffenden Arme des Windrohrs durch eine Nuss *k* verbunden, um die Beweglichkeit der Düse nach allen Richtungen zu ermöglichen. Bei Reparaturen der Oefen an der Formseite wird nach Hinwegnahme der Düse und Auslösung des Bügels, in welchem sich die Schraube von *c* bewegt, die ganze Vorrichtung in horizontaler Richtung so gedreht, dass die dem Arbeiter hinderlichen beiden Arme in der entgegengesetzten Lage sich befinden.

h) Von der Berechnung der Menge der Gebläseluft. Die von einem Gebläse eingesogene Luftmenge gelangt wegen der Undichtheit der Liederungen und Windleitungen, sowie wegen der schädlichen Räume in den Gebläsegefässen, Ventilkästen, Cylinderhälsen etc. nicht wirklich zum Ausströmen aus der Düse. Da nun eine Berechnung dieser Verluste umständlich, ja zum Theil nicht möglich sein würde, so muss die für den Hüttenmann so wichtige Bestimmung der Windmengen, welche in einer gewissen Zeit von den Gebläsen geliefert werden, unter Zugrundelegung anderer zuverlässiger Werthe erfolgen, und zwar bedarf es zunächst einer Berechnung der Geschwindigkeit der aus der Düse strömenden Luft; diese Geschwindigkeit in Fussen, mit dem in Quadratfuss ausgedrückten Flächeninhalt der Düsenmündung multiplicirt, wird die Menge Wind geben, welche in einer gewissen Zeit ausgeblasen wird.

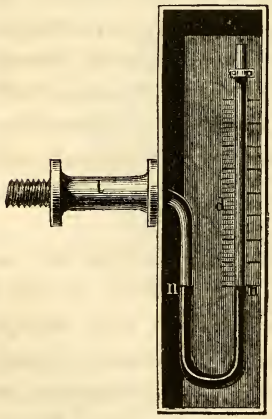
Die Geschwindigkeit, mit welcher die Gebläseluft aus der Düsenmündung entweicht, hängt hauptsächlich von ihrer Compression ab, und diese Compression lässt sich mittelst eines Manometers bestimmen. In seiner einfachsten Gestalt, Fig. 100, besteht dasselbe aus einer *U*-förmig gebogenen, an beiden Enden offenen Glasröhre, welche bis zu einem Niveau

Fig. 100.




*n n* mit Wasser oder Quecksilber gefüllt ist. Der eine Schenkel dieser Röhre ist an seinem Ende unter einem rechten Winkel gebogen und an dem horizontalen Theile mit einem Korke *a* versehen, welcher in eine entsprechende Oeffnung der Windleitungsröhre gesteckt wird. Die vorhandene comprimirte Luft wird nun das Niveau *n n* verändern und zwar in dem einen Schenkel erniedrigen, in dem andern erhöhen; bei gleicher innerer Weite der beiden Röhren wird dann das niedergedrückte Niveau *l* um eben so viel unter *n n* liegen, als das Niveau *m* sich darüber befindet. Die Flüssigkeitssäule $l\,m = 2\,n\,l$ oder $2\,n\,m$ ist das Maass der Compression der Gebläseluft. Je stärker diese Compression ist, desto bedeutender wird die Höhendifferenz, welche sich mittelst der Gradeintheilung *d* leicht bestimmen lässt. Die Graduirung hat gewöhnlich eine Eintheilung in Zolle oder Linien. Eine Gebläseluft von z. B. 10 Linien Quecksilberdruck ist eine solche, deren Compression durch eine Quecksilbersäule von 10 Linien Höhe das Gleichgewicht gehalten wird; eine Gebläseluft von 12 Zoll Wasserdruck ist eine solche, bei welcher dies durch eine Wassersäule von 12 Zoll Höhe der Fall ist. Wassermanometer findet man seltener angewendet, da die Quecksilbermanometer bequemer sind. Zum Schutze gegen Beschädigungen ist die Glasröhre gewöhnlich in ein Gehäuse, Fig. 101, eingeschlossen und in vollkommen lothrechter Stellung, — da die drückende Flüssigkeitssäule sonst zu hoch angegeben werden würde — mit dem Windkasten oder der Windleitungsröhre des Gebläses in Verbindung gebracht.

Fig. 101.




Bei Ungleichmässigkeiten der Compression der Gebläseluft tritt

natürlich ein Schwanken der Flüssigkeitssäule ein, wodurch das Ablesen der Druckhöhe schwierig und ungenau gemacht wird. Zur Vermeidung dieses Uebelstandes ist von Nordenskjöld*) ein Manometer vorgeschlagen worden, bei welchem der zwischen den Schenkeln befindliche gebogene Theil der Röhre verengt ist, die Communication des Quecksilbers wird hierdurch in beiden Schenkeln erschwert und kleinere Unregelmässigkeiten in der Pressung können weniger bemerkbar auf die Quecksilbersäule wirken.

Bei erhitzter Gebläseluft muss das Manometer mit einer Vorrichtung versehen sein, welche das Erhitzen des Quecksilbers verhindert, es ist daher entweder der mit dem Windleitungsrohr in Verbindung stehende Manometer-Schenkel mit einem Hahne versehen, mittelst welchem man nur dann die erhitzte Luft eintreten lässt, wenn der Manometerstand beobachtet werden soll, oder man erhält den mit der Windleitung communicirenden Schenkel durch laufendes Wasser beständig kühl.

Wie schon erwähnt, wird die Windpressung gewöhnlich in Graden des Quecksilbermanometers angegeben; ist die Windpressung durch die Höhe einer Wassersäule ausgedrückt, so darf man nur diese Höhe durch das specifische Gewicht des Quecksilbers = 13,596 dividiren, um die entsprechende Angabe eines Quecksilbermanometers zu erhalten. Ist daher $M_1$ die bei einer manometrischen Beobachtung in Fussen gefundene Wassersäule, so ist die entsprechende Quecksilbersäule in Zollen

$$M = \frac{M_1}{13{,}596} \cdot 12 = 0{,}882\, M_1.$$

Zuweilen giebt man wohl die Windpressung in Gewichtstheilen, z. B. in preussischen Pfunden $P$, auf den Quadratzoll, anstatt in Manometergraden an. Eine solche Angabe lässt sich leicht auf den Stand eines Quecksilbermanometers in preussischen Zollen $M$ zurückführen nach der Formel: $P = 13{,}596 \cdot {}^{11}/_{9} \cdot {}^{1}/_{32} \cdot M = 0{,}5193\, M$ d. i.

$$M = \frac{P}{0{,}5193}.$$

Die Dichtigkeit der Gebläseluft lässt sich leicht aus dem Manometerstande bestimmen. Während sich die atmosphärische

*) Dingler's polyt. Journ. Bd. 68. S. 437.

Luft unter einem durch den jedesmaligen Barometerstand bestimmten Druck befindet, steht die Gebläseluft nicht allein unter diesem Drucke, sondern auch unter demjenigen, dessen Grösse durch die Quecksilbersäule des Manometers angezeigt wird. Beträgt also der Quecksilberstand bei dem oben beschriebenen Manometer 3,5 Zoll, der Barometerstand aber 28 Zoll, so ist die entsprechende Spannkraft der Gebläseluft oder der auf ihr lastende Druck $= 28 + 3{,}5 = 31{,}5$ Zoll. Bezeichnet man nun mit $h$ und $h_1$ die Spannkräfte, mit $\gamma$ und $\gamma_1$ die entsprechenden Dichtigkeiten und mit $V$ und $V_1$ die zugehörigen Volumina einer und derselben Luftmenge, so hat man nach dem Mariotte'schen Gesetz — die Dichtigkeit einer und derselben Luftmenge ist der Spannkraft derselben proportional, oder das Volumen der Masse steht im umgekehrten Verhältniss mit der Dichtigkeit — $\frac{\gamma}{\gamma_1} = \frac{V_1}{V} = \frac{h}{h_1}$, d. i. wenn wir das Volumen $V$, die Dichtigkeit $\gamma$, sowie die Spannkraft $h$ der atmosphärischen Luft $= 1$ annehmen, $\gamma_1 = \frac{h_1}{h}$ und $V_1 = \frac{h}{h_1}$.

Bei dem angeführten Beispiel würde also die Dichtigkeit der Gebläseluft $\frac{28+3{,}5}{28} = 1{,}125$ Mal so gross sein, als die der äusseren Luft und ihr Volumen $\frac{28}{28+3{,}5} = 0{,}889$ von dem ursprünglichen Volumen der atmosphärischen Luft betragen.

Unter Zuhülfenahme der für die Geschwindigkeit eines frei fallenden Körpers und ebenso des unter Druck ausfliessenden Wassers geltenden allgemeinen Formel $v = \sqrt{2gh}$, haben wir nun für die theoretische Ausströmungsgeschwindigkeit $v$ der Luft, wenn $b$ den äusseren Barometerstand, $h$ den Manometerstand, $\tau$ die Temperatur der Luft bezeichnet,

$v = 1258 \sqrt{(1 + 0{,}00367\,\tau)\,\frac{h}{b+h}}$ preussische Fuss*), oder

$v = 395 \sqrt{(1 + 0{,}00367\,\tau)\,\frac{h}{b+h}}$ Meter, und in Berücksich-

*) Wegen der speciellen Entwicklung dieser und der folgenden Formeln s. Weisbach's Ingenieur u. Maschinen-Mechanik. 3. Aufl. Bd. 1. §. 422 u. f.

tigung der Temperaturveränderung bei einer plötzlichen Volumen- oder Dichtigkeitsänderung der Luft:

$$v = 395 \sqrt{(1 + 0{,}00367\ \tau)\frac{\varkappa}{\varkappa - 1}\left(1 - \left[\frac{b}{b+h}\right]^{\frac{\varkappa-1}{\varkappa}}\right)} \text{ Met.}$$

wo $\varkappa$ das Verhältniss der specifischen Wärme der Luft bei gleichem Druck zu der bei gleichem Volumen ist (nach Masson = 1,419), daher $\frac{\varkappa}{\varkappa - 1} = 3{,}3866$ und $\frac{\varkappa - 1}{\varkappa} = 0{,}2953$.

Nach Ermittelung des Werthes für $v$ haben wir nothwendig, denselben mit dem Düsenquerschnitte $F$ zu multipliciren, um das pro Secunde ausströmende Windquantum zu erfahren, nachdem noch in der zuletzt mitgetheilten Formel ein Coëfficient (Ausflusscoëfficient) eingeführt worden ist, um die Verminderung der Geschwindigkeit mit in Rechnung zu bringen, welche die comprimirte Luft in Folge der Contraction der Düsenröhre erleidet. Dieser Coëfficient $\mu$, welcher also das Verhältniss der wirklichen Ausflussmenge zur theoretischen Ausflussmenge ausdrückt, ist nach den Weisbach'schen Versuchen*) bei Düsen 0,910—0,930.**) Es ist dann hiernach die unter dem äusseren Drucke gemessene Luftmenge, welche pro Secunde durch einen in Quadratmetern ausgedrückten Düsenquerschnitt $F$ strömt:

$$Q = 395\,\mu F\left(\frac{b+h}{b}\right)^{0{,}2953} \sqrt{3{,}3866\,(1 + 0{,}00367\,\tau)\left(1 - \left[\frac{b}{b+h}\right]^{0{,}2953}\right)} \text{ Cub.-M.}$$

Nach dieser Formel ist von Herrn Neuschild beifolgende Tabelle I. berechnet worden.***) Die erste Verticalcolumne enthält den Ueberdruck in Atmosphären, die zweite denselben in Metern Quecksilbersäule, den mittleren Barometerstand zu 0,76 Meter angenommen, die dritte denselben in Metern Wassersäule ausgedrückt. In der vierten Spalte ist das theoretische Windquantum angegeben, welches aus der vorstehenden Formel

---

*) Der Civilingenieur. N. F. Bd. 5, Heft 1.

**) Ein anderer Correctionscoëfficient in Betreff des Feuchtigkeitsgrades der Gebläseluft kann ohne erheblichen Fehler weggelassen werden.

***) Berg- und hüttenm. Ztg. 1859. Nr. 4.

sich ergiebt. Dasselbe ist in Cubik-Metern pro Secunde ausgedrückt und der Querschnitt $F$ der Mündung zu 1 Quadrat-Meter angenommen worden. Die fünfte Spalte giebt den jedem einzelnen Luftdrucke zugehörigen Ausflusscoëfficienten an. Die übrigen Spalten enthalten die den voranstehenden Luftpressungen, sowie den darüber gesetzten Düsendurchmessern entsprechenden effectiven Windmengen pro Minute in Cubik-Metern ausgedrückt. Tabelle II. enthält die Coëfficienten, mit denen die in Tabelle I. verzeichneten Windmengen zu multipliciren sind, wenn die Temperatur der äusseren Luft $-10^0$ bis $+115^0$ C. beträgt. Die Coëfficienten in Tabelle III. sind anzuwenden, wenn der Barometerstand von dem mittleren $= 0{,}76$ Meter abweicht.

Zur Erläuterung des Gebrauchs dieser Tabellen mögen hier ebenfalls a. a. O. mitgetheilte Beispiele folgen:

1. Welchen Düsendurchmesser hat man anzuwenden, wenn man einem Ofen 120 sächsische Cubik-Fuss Luft pro Minute mit einer Pressung von 8 Linien sächs. Wassersäule zuführen will?

Ein sächs. Cubik Fuss $=$ 0,02271 Cubik-Meter, also
120 Cubik-Fuss sächs. $=$ 2,725 Cubik-Meter.
Ein sächs. Fuss $=$ 0,28319 Meter, also
8 Zoll sächs. $=$ 0,189 Meter.

Für 0,155 Meter Wassersäule und 2,59 Cubik-Meter Luft erhält man den Düsendurchmesser 0,035 Meter; für 0,207 Meter Wassersäule und 3,00 Cubik-Meter Luft, ebenfalls 0,035 Meter. Durch Interpolation ergiebt sich für 0,189 Meter Wassersäule und 0,035 Meter Düsendurchmesser

$$1{,}59 + \frac{(3{,}00 - 2{,}59)\ (0{,}189 - 0{,}155)}{0{,}207 - 0{,}155} = 2{,}59 + 0{,}27$$

$= 2{,}86$ Cubik-Meter.

Da aber nur 2,725 Cubik-Meter Luft verlangt waren, so ist der Düsendurchmesser von 0,035 Meter als vollkommen ausreichend zu bezeichnen.

2. Welches Windquantum strömt durch eine Düse von 0,08 Meter aus, wenn die Pressung 0,14 Meter Quecksilbersäule beträgt?

Bei 0,1368 Meter Quecksilbersäule und 0,08 Meter Düsendurchmesser ist das Windquantum in der Minute 47,32 Cubik-

# Tabelle I.

Tabelle der Windmengen in Cubikmetern pro Minute bei gegebenen Pressungen und Düsendurchmessern.

| Ueberdruck in Atmosphären. $\frac{p_1}{p} - 1$ | Manometerstände in Quecksilber. Meter. | Manometerstände in Wasser. Meter. | Theoretisches Windquantum pro Sec. u. für den Querschnitt $F = 1$ □ Meter. Cubikmet. | Ausflusscoëfficient. | Düsendurchmesser in Metern. 0,005 | 0,010 | 0,015 | 0,020 | 0,025 | 0,030 | 0,035 | 0,040 | 0,045 | 0,050 | 0,055 | 0,060 | 0,065 | 0,070 | 0,075 | 0,080 | 0,085 | 0,090 | 0,095 | 0,100 | 0,105 | 0,110 | 0,115 | 0,120 | 0,125 | 0,130 | 0,135 | 0,140 | 0,145 | 0,150 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Düsenquerschnitte in Quadrat-Centimetern. 0,19635 | 0,7854 | 1,7671 | 3,1416 | 4,9087 | 7,0686 | 9,6211 | 12,566 | 15,904 | 19,635 | 23,758 | 28,274 | 33,183 | 38,485 | 44,179 | 50,266 | 56,745 | 63,617 | 70,882 | 78,540 | 86,590 | 95,033 | 103,87 | 113,10 | 122,72 | 132,73 | 143,14 | 153,94 | 165,13 | 176,71 |
| 0,0025 | 0,0019 | 0,02584 | 20,1516 | 0,9100 | 0,022 | 0,086 | 0,194 | 0,346 | 0,541 | 0,778 | 1,06 | 1,38 | 1,75 | 2,16 | 2,61 | 3,11 | 3,65 | 4,23 | 4,86 | 5,53 | 6,24 | 7,00 | 7,80 | 8,64 | 9,53 | 10,46 | 11,43 | 12,44 | 13,50 | 14,60 | 15,75 | 16,94 | 18,17 | 19,44 |
| 0,005 | 0,0038 | 0,05168 | 28,4915 | 0,9103 | 0,031 | 0,122 | 0,275 | 0,489 | 0,764 | 1,100 | 1,50 | 1,95 | 2,47 | 3,05 | 3,76 | 4,40 | 5,16 | 5,99 | 6,87 | 7,82 | 8,83 | 9,90 | 11,03 | 12,22 | 13,48 | 14,79 | 16,16 | 17,60 | 19,10 | 20,65 | 22,28 | 23,96 | 25,70 | 27,50 |
| 0,010 | 0,0076 | 0,10336 | 40,2923 | 0,9107 | 0,043 | 0,173 | 0,389 | 0,692 | 1,081 | 1,556 | 2,12 | 2,76 | 3,50 | 4,32 | 5,23 | 6,22 | 7,30 | 8,47 | 9,73 | 11,06 | 12,49 | 14,00 | 15,61 | 17,29 | 19,06 | 20,92 | 22,87 | 24,90 | 27,02 | 29,22 | 31,51 | 33,89 | 36,35 | 38,90 |
| 0,015 | 0,0114 | 0,15504 | 49,3407 | 0,9110 | 0,053 | 0,212 | 0,477 | 0,847 | 1,324 | 1,906 | 2,59 | 3,38 | 4,29 | 5,27 | 6,41 | 7,63 | 8,95 | 10,38 | 11,92 | 13,74 | 15,31 | 17,15 | 19,12 | 21,18 | 23,35 | 25,63 | 28,01 | 30,50 | 33,06 | 35,80 | 38,60 | 41,51 | 44,53 | 47,66 |
| 0,020 | 0,0152 | 0,20672 | 56,9633 | 0,9113 | 0,061 | 0,245 | 0,550 | 0,979 | 1,529 | 2,202 | 3,00 | 3,91 | 4,95 | 6,11 | 7,40 | 8,81 | 10,34 | 11,99 | 13,76 | 15,65 | 17,68 | 19,81 | 22,08 | 24,46 | 26,97 | 29,60 | 32,35 | 35,23 | 38,22 | 41,35 | 44,59 | 47,95 | 51,43 | 55,04 |
| 0,025 | 0,0190 | 0,25840 | 63,6780 | 0,9117 | 0,068 | 0,273 | 0,615 | 1,094 | 1,709 | 2,462 | 3,35 | 4,38 | 5,54 | 6,84 | 8,27 | 9,85 | 11,56 | 13,40 | 15,38 | 17,51 | 19,76 | 22,16 | 24,69 | 27,35 | 30,16 | 33,10 | 36,18 | 39,39 | 42,74 | 46,23 | 49,86 | 53,62 | 57,52 | 61,54 |
| 0,030 | 0,0228 | 0,31008 | 69,7472 | 0,9120 | 0,075 | 0,300 | 0,674 | 1,199 | 1,873 | 2,698 | 3,80 | 4,79 | 6,07 | 7,49 | 9,07 | 10,79 | 12,67 | 15,19 | 16,86 | 19,18 | 21,65 | 24,26 | 27,05 | 29,98 | 33,05 | 36,27 | 39,64 | 43,16 | 46,83 | 50,66 | 54,63 | 60,75 | 63,02 | 67,44 |
| 0,035 | 0,0266 | 0,36176 | 75,3263 | 0,9123 | 0,081 | 0,324 | 0,729 | 1,295 | 2,023 | 2,914 | 3,97 | 5,18 | 6,56 | 8,09 | 9,80 | 11,66 | 13,68 | 15,87 | 18,22 | 20,72 | 23,39 | 26,23 | 29,23 | 32,38 | 35,71 | 39,19 | 42,83 | 46,63 | 50,60 | 54,73 | 59,02 | 63,47 | 68,09 | 72,86 |
| 0,040 | 0,0304 | 0,41344 | 80,5177 | 0,9127 | 0,087 | 0,346 | 0,779 | 1,385 | 2,164 | 3,117 | 4,18 | 5,54 | 6,86 | 8,66 | 10,48 | 12,47 | 14,63 | 16,72 | 19,48 | 22,16 | 25,02 | 27,45 | 31,25 | 34,63 | 38,18 | 41,90 | 45,80 | 49,89 | 54,11 | 58,52 | 63,11 | 66,87 | 72,81 | 77,92 |
| 0,045 | 0,0342 | 0,46512 | 85,3912 | 0,9130 | 0,092 | 0,367 | 0,827 | 1,469 | 2,296 | 3,306 | 4,50 | 5,88 | 7,44 | 9,19 | 11,11 | 13,22 | 15,52 | 18,00 | 20,66 | 23,51 | 26,54 | 29,76 | 33,15 | 36,74 | 40,51 | 44,45 | 48,59 | 52,90 | 57,40 | 62,09 | 66,95 | 72,01 | 77,24 | 82,66 |
| 0,05 | 0,0380 | 0,51680 | 89,9984 | 0,9133 | 0,097 | 0,387 | 0,871 | 1,549 | 2,421 | 3,486 | 4,75 | 6,20 | 7,84 | 9,68 | 11,72 | 13,94 | 16,76 | 18,98 | 21,79 | 24,79 | 27,98 | 31,37 | 34,95 | 38,74 | 42,70 | 46,87 | 51,23 | 55,78 | 60,52 | 66,98 | 70,60 | 75,92 | 81,44 | 87,15 |
| 0,06 | 0,0456 | 0,62016 | 98,5650 | 0,9140 | 0,106 | 0,424 | 0,955 | 1,698 | 2,653 | 3,820 | 5,20 | 6,79 | 8,60 | 10,61 | 12,84 | 15,28 | 17,93 | 20,80 | 23,88 | 27,17 | 30,67 | 34,39 | 38,32 | 42,45 | 46,81 | 51,37 | 56,14 | 61,13 | 66,33 | 71,74 | 77,37 | 83,21 | 89,26 | 95,51 |
| 0,07 | 0,0532 | 0,72352 | 106,434 | 0,9147 | 0,115 | 0,459 | 1,032 | 1,835 | 2,867 | 4,129 | 5,62 | 7,34 | 9,29 | 11,47 | 13,88 | 16,51 | 19,38 | 22,48 | 25,86 | 29,36 | 33,14 | 37,16 | 41,40 | 45,88 | 50,58 | 55,51 | 60,67 | 66,05 | 71,64 | 77,53 | 83,61 | 89,93 | 96,45 | 103,22 |
| 0,08 | 0,0608 | 0,82688 | 113,754 | 0,9153 | 0,122 | 0,491 | 1,104 | 1,963 | 2,900 | 4,416 | 6,01 | 7,85 | 9,94 | 12,26 | 14,84 | 17,66 | 20,73 | 24,04 | 27,60 | 31,40 | 35,45 | 39,74 | 44,28 | 49,06 | 54,10 | 59,37 | 64,89 | 70,65 | 76,66 | 82,92 | 89,42 | 96,17 | 103,16 | 110,39 |
| 0,09 | 0,0684 | 0,93024 | 120,623 | 0,9160 | 0,130 | 0,521 | 1,171 | 2,083 | 3,254 | 4,686 | 6,38 | 8,33 | 10,54 | 13,02 | 15,75 | 18,74 | 22,00 | 25,51 | 29,29 | 33,32 | 37,62 | 42,17 | 46,99 | 52,07 | 57,40 | 63,00 | 68,86 | 74,98 | 81,35 | 87,99 | 94,90 | 102,05 | 109,47 | 117,15 |
| 0,10 | 0,0760 | 1,03360 | 127,114 | 0,9167 | 0,137 | 0,549 | 1,235 | 2,196 | 3,432 | 4,942 | 6,73 | 8,78 | 11,12 | 13,75 | 16,61 | 19,77 | 23,20 | 26,90 | 30,88 | 35,14 | 39,67 | 44,47 | 49,54 | 54,91 | 60,53 | 66,44 | 72,62 | 79,07 | 85,80 | 92,80 | 100,07 | 107,62 | 115,45 | 123,54 |
| 0,11 | 0,0836 | 1,13696 | 133,284 | 0,9173 | 0,144 | 0,576 | 1,296 | 2,305 | 3,601 | 5,185 | 7,06 | 9,22 | 11,67 | 14,40 | 17,43 | 20,74 | 24,34 | 28,23 | 32,41 | 36,87 | 41,63 | 46,67 | 52,00 | 57,61 | 63,52 | 69,71 | 76,19 | 82,96 | 90,02 | 97,37 | 105,06 | 112,93 | 121,13 | 129,63 |
| 0,12 | 0,0912 | 1,24032 | 129,174 | 0,9180 | 0,150 | 0,602 | 1,355 | 2,408 | 3,763 | 5,419 | 7,37 | 9,61 | 12,19 | 15,05 | 18,21 | 21,67 | 25,44 | 29,50 | 33,86 | 38,43 | 43,50 | 48,77 | 54,34 | 60,20 | 66,33 | 72,85 | 79,63 | 86,69 | 94,07 | 101,75 | 109,73 | 118,01 | 126,58 | 135,46 |
| 0,13 | 0,0988 | 1,34368 | 144,819 | 0,9187 | 0,157 | 0,627 | 1,410 | 2,507 | 3,918 | 5,642 | 7,68 | 10,03 | 12,70 | 15,67 | 18,97 | 22,57 | 26,49 | 30,72 | 35,26 | 40,12 | 45,29 | 50,78 | 56,58 | 62,69 | 69,12 | 75,86 | 82,91 | 90,28 | 97,96 | 105,95 | 114,26 | 122,88 | 131,81 | 141,05 |
| 0,14 | 0,1064 | 1,44704 | 150,247 | 0,9193 | 0,163 | 0,651 | 1,464 | 2,603 | 4,068 | 5,858 | 7,97 | 10,42 | 13,18 | 16,27 | 19,69 | 23,43 | 27,50 | 31,90 | 36,61 | 41,66 | 47,03 | 52,72 | 58,75 | 65,09 | 71,76 | 78,76 | 86,08 | 93,73 | 101,70 | 110,00 | 118,63 | 127,58 | 136,85 | 146,45 |
| 0,15 | 0,1140 | 1,55040 | 155,479 | 0,9200 | 0,168 | 0,674 | 1,517 | 2,696 | 4,213 | 6,066 | 8,26 | 10,78 | 13,65 | 16,85 | 20,39 | 24,26 | 28,48 | 33,03 | 37,91 | 43,14 | 48,70 | 54,60 | 60,83 | 67,40 | 74,32 | 81,56 | 89,14 | 97,06 | 105,32 | 113,92 | 122,85 | 132,12 | 141,72 | 151,66 |
| 0,16 | 0,1216 | 1,65376 | 160,535 | 0,9207 | 0,174 | 0,696 | 1,567 | 2,786 | 4,353 | 6,268 | 8,53 | 11,14 | 14,10 | 17,41 | 21,07 | 25,07 | 29,42 | 34,13 | 39,17 | 44,57 | 50,32 | 56,41 | 62,86 | 69,65 | 76,79 | 84,28 | 92,11 | 100,29 | 108,82 | 117,70 | 126,94 | 136,51 | 146,44 | 156,70 |
| 0,17 | 0,1292 | 1,75712 | 165,433 | 0,9213 | 0,180 | 0,718 | 1,616 | 2,873 | 4,489 | 6,464 | 8,80 | 11,49 | 14,54 | 17,96 | 21,73 | 25,86 | 30,35 | 35,20 | 40,40 | 45,97 | 51,89 | 58,18 | 64,82 | 71,83 | 79,19 | 86,91 | 94,99 | 103,43 | 112,23 | 121,38 | 130,90 | 140,78 | 151,01 | 161,60 |
| 0,18 | 0,1368 | 1,86048 | 170,185 | 0,9220 | 0,185 | 0,739 | 1,664 | 2,957 | 4,621 | 6,655 | 9,06 | 11,88 | 14,97 | 18,49 | 22,38 | 26,62 | 31,24 | 36,23 | 41,59 | 47,32 | 53,42 | 59,89 | 66,73 | 73,94 | 81,52 | 89,47 | 97,79 | 106,48 | 115,53 | 124,96 | 134,76 | 144,94 | 155,46 | 166,37 |
| 0,19 | 0,1444 | 1,96384 | 174,802 | 0,9227 | 0,190 | 0,760 | 1,710 | 3,040 | 4,750 | 6,840 | 9,31 | 12,16 | 15,39 | 19,00 | 22,99 | 27,36 | 32,11 | 37,24 | 42,75 | 48,64 | 54,92 | 61,57 | 68,60 | 76,01 | 83,80 | 91,97 | 100,52 | 109,45 | 118,76 | 128,45 | 138,53 | 148,97 | 159,80 | 171,01 |
| 0,20 | 0,1520 | 2,06720 | 179,295 | 0,9233 | 0,195 | 0,780 | 1,755 | 3,120 | 4,874 | 7,021 | 9,56 | 12,48 | 15,80 | 19,50 | 23,60 | 28,08 | 32,96 | 38,23 | 43,88 | 49,93 | 56,36 | 63,19 | 70,40 | 78,01 | 86,00 | 94,40 | 103,17 | 112,33 | 121,88 | 131,84 | 142,18 | 152,90 | 164,02 | 175,52 |
| 0,21 | 0,1596 | 2,17056 | 183,674 | 0,9240 | 0,200 | 0,800 | 1,799 | 3,199 | 4,998 | 7,198 | 9,80 | 12,79 | 16,19 | 19,99 | 24,18 | 28,79 | 33,79 | 39,19 | 44,98 | 51,18 | 57,78 | 64,78 | 72,18 | 79,97 | 88,17 | 96,73 | 106,37 | 115,16 | 124,96 | 135,16 | 145,76 | 156,76 | 168,15 | 179,94 |
| 0,22 | 0,1672 | 2,27392 | 187,946 | 0,9247 | 0,205 | 0,819 | 1,843 | 3,275 | 5,118 | 7,370 | 10,03 | 13,10 | 16,58 | 20,47 | 24,77 | 29,48 | 34,60 | 40,13 | 46,06 | 52,40 | 59,17 | 66,34 | 73,91 | 81,89 | 90,29 | 99,09 | 108,31 | 117,92 | 127,96 | 138,40 | 149,26 | 160,51 | 172,18 | 184,26 |
| 0,23 | 0,1748 | 2,37728 | 192,119 | 0,9253 | 0,209 | 0,838 | 1,885 | 3,351 | 5,232 | 7,539 | 10,26 | 13,40 | 16,96 | 20,94 | 25,34 | 30,16 | 35,40 | 41,05 | 47,12 | 53,61 | 60,52 | 67,85 | 75,61 | 83,77 | 92,36 | 101,36 | 110,79 | 120,63 | 130,89 | 141,58 | 152,68 | 164,20 | 176,14 | 188,48 |
| 0,24 | 0,1824 | 2,48064 | 196,197 | 0,9260 | 0,214 | 0,856 | 1,926 | 3,424 | 5,351 | 7,705 | 10,49 | 13,70 | 17,33 | 21,41 | 25,90 | 30,82 | 36,12 | 41,95 | 48,16 | 54,79 | 61,85 | 69,34 | 77,24 | 85,61 | 94,39 | 103,59 | 113,23 | 123,28 | 133,76 | 144,48 | 156,09 | 167,80 | 180,00 | 192,62 |
| 0,25 | 0,1900 | 2,58400 | 200,191 | 0,9267 | 0,218 | 0,874 | 1,967 | 3,497 | 5,464 | 7,868 | 10,71 | 13,99 | 17,70 | 21,85 | 26,44 | 31,47 | 36,93 | 42,83 | 49,17 | 55,94 | 63,16 | 70,81 | 78,89 | 87,41 | 96,38 | 105,77 | 115,61 | 125,88 | 136,58 | 147,73 | 159,32 | 171,34 | 183,80 | 196,69 |
| 0,26 | 0,1976 | 2,68736 | 204,099 | 0,9273 | 0,223 | 0,892 | 2,007 | 3,568 | 5,574 | 8,027 | 10,93 | 14,27 | 18,06 | 22,30 | 26,98 | 32,11 | 37,67 | 43,70 | 50,17 | 57,07 | 64,44 | 72,24 | 80,49 | 89,18 | 98,33 | 107,92 | 117,95 | 128,43 | 139,36 | 150,38 | 162,55 | 174,82 | 187,52 | 200,67 |
| 0,27 | 0,2052 | 2,79072 | 207,933 | 0,9280 | 0,227 | 0,909 | 2,046 | 3,637 | 5,683 | 8,184 | 11,14 | 14,55 | 18,41 | 22,73 | 27,51 | 32,74 | 38,42 | 44,56 | 51,15 | 58,19 | 65,70 | 73,65 | 82,06 | 90,93 | 100,25 | 110,03 | 120,26 | 130,94 | 142,08 | 153,67 | 165,73 | 178,23 | 191,18 | 204,59 |
| 0,28 | 0,2128 | 2,89408 | 211,691 | 0,9287 | 0,232 | 0,926 | 2,084 | 3,706 | 5,790 | 8,337 | 11,35 | 14,82 | 18,75 | 23,16 | 28,02 | 33,35 | 39,14 | 45,40 | 52,11 | 59,29 | 66,94 | 75,01 | 83,01 | 92,64 | 102,13 | 112,09 | 122,51 | 133,40 | 144,74 | 156,56 | 168,84 | 181,58 | 194,78 | 208,43 |
| 0,29 | 0,2204 | 2,99744 | 215,381 | 0,9293 | 0,236 | 0,943 | 2,122 | 3,773 | 5,895 | 8,489 | 11,56 | 15,09 | 19,10 | 23,58 | 28,53 | 33,95 | 39,85 | 46,22 | 53,05 | 60,36 | 68,15 | 76,40 | 85,13 | 94,32 | 103,99 | 114,13 | 124,64 | 135,82 | 147,37 | 159,40 | 171,91 | 184,88 | 198,31 | 212,22 |
| 0,30 | 0,2280 | 3,10080 | 219,004 | 0,9300 | 0,240 | 0,960 | 2,159 | 3,839 | 5,999 | 8,638 | 11,76 | 15,35 | 19,43 | 23,99 | 29,03 | 34,55 | 40,55 | 47,03 | 53,99 | 61,42 | 69,34 | 77,74 | 86,62 | 95,98 | 105,82 | 116,13 | 126,94 | 138,20 | 149,96 | 162,20 | 174,92 | 188,12 | 201,79 | 215,95 |

Meter, bei 0,1444 Meter Quecksilbersäule und demselben Düsendurchmesser ist es 48,64 Cubik-Meter; daher für 0,1400 Meter Quecksilbersäule und dem gegebenen Durchmesser

$$47{,}32 + \frac{(48{,}64 - 47{,}32)\,(0{,}1400 - 0{,}1368)}{0{,}1444 - 0{,}1368} = 47{,}32 + 0{,}56$$
$$= 47{,}88 \text{ Cubik-Meter.}$$

Wäre nun die Temperatur der Gebläseluft $= 70^{\circ}$, so würde dieses Windquantum

$= 47{,}88 \,.\, 1{,}10940 = 53{,}12$ Cubik-Meter betragen; auf Null Grad Wärme reducirt:

$= 47{,}88 \,.\, 0{,}98058 = 46{,}95$ Cubik-Meter, dagegen auf eine äussere Temperatur von 15 Grad reducirt:

$= 47{,}88 \,.\, 1{,}00955 = 48{,}34$ Cubik-Meter.

## Tabelle II.

Tabelle der wegen der Temperaturunterschiede einzuführenden Coëfficienten.

$$\varphi = \frac{\sqrt{1 + 0{,}004 \,.\, t}}{\sqrt{1 + 0{,}04}}$$

für $t = -10^{\circ}$ bis $+150^{\circ}$.

| Temperatur $t$ in Centesimalgraden. | Reductionscoëfficient $\varphi$. | Temperatur $t$ in Centesimalgraden. | Reductionscoëfficient $\varphi$. | Temperatur $t$ in Centesimalgraden. | Reductionscoëfficient $\varphi$. |
|---|---|---|---|---|---|
| $-10^{\circ}$ | 0,96076 | $+8^{\circ}$ | 0,99625 | $+30^{\circ}$ | 1,03775 |
| $-9^{\circ}$ | 0,96277 | $9^{\circ}$ | 0,99808 | $35^{\circ}$ | 1,04697 |
| $-8^{\circ}$ | 0,96477 | $10^{\circ}$ | 1,00000 | $40^{\circ}$ | 1,05612 |
| $-7^{\circ}$ | 0,96675 | $11^{\circ}$ | 1,00192 | $45^{\circ}$ | 1,06518 |
| $-6^{\circ}$ | 0,96874 | $12^{\circ}$ | 1,00384 | $50^{\circ}$ | 1,07417 |
| $-5^{\circ}$ | 0,97073 | $13^{\circ}$ | 1,00575 | $55^{\circ}$ | 1,08309 |
| $-4^{\circ}$ | 0,97270 | $14^{\circ}$ | 1,00766 | $60^{\circ}$ | 1,09193 |
| $-3^{\circ}$ | 0,97468 | $15^{\circ}$ | 1,00955 | $65^{\circ}$ | 1,10070 |
| $-2^{\circ}$ | 0,97665 | $16^{\circ}$ | 1,01147 | $70^{\circ}$ | 1,10940 |
| $-1^{\circ}$ | 0,97862 | $17^{\circ}$ | 1,01337 | $75^{\circ}$ | 1,11804 |
| $0^{\circ}$ | 0,98058 | $18^{\circ}$ | 1,01527 | $80^{\circ}$ | 1,12660 |
| $+1^{\circ}$ | 0,98254 | $19^{\circ}$ | 1,01716 | $85^{\circ}$ | 1,13510 |
| $2^{\circ}$ | 0,98450 | $20^{\circ}$ | 1,01905 | $90^{\circ}$ | 1,14354 |
| $3^{\circ}$ | 0,98645 | $21^{\circ}$ | 1,02094 | $95^{\circ}$ | 1,15192 |
| $4^{\circ}$ | 0,98840 | $22^{\circ}$ | 1,02282 | $100^{\circ}$ | 1,16024 |
| $5^{\circ}$ | 0,99034 | $23^{\circ}$ | 1,02469 | $105^{\circ}$ | 1,16850 |
| $6^{\circ}$ | 0,99228 | $24^{\circ}$ | 1,02657 | $110^{\circ}$ | 1,17670 |
| $7^{\circ}$ | 0,99421 | $+25^{\circ}$ | 1,02844 | $115^{\circ}$ | 1,18484 |

## Tabelle III.

Tabelle der wegen verschiedener Barometerstände einzuführenden Coëfficienten.

$$\psi = \sqrt{\frac{b_1}{b}} = 1 + \frac{b_1 - b}{2b}$$

für $b_1 = 0{,}68 \div 0{,}80$ Meter und $b = 0{,}76$ Meter.

| b | | $\psi$ |
|---|---|---|
| in Metern. | in Pariser Zollen. | |
| 0,68 | 25,12 | 0,94737 |
| 0,69 | 25,49 | 0,95395 |
| 0,70 | 25,85 | 0,96060 |
| 0,71 | 26,22 | 0,96710 |
| 0,72 | 26,59 | 0,97370 |
| 0,73 | 26,96 | 0,98030 |
| 0,74 | 27,33 | 0,98685 |
| 0,75 | 27,70 | 0,99340 |
| 0,76 | 28,07 | 1,00000 |
| 0,77 | 28,44 | 1,00658 |
| 0,78 | 28,81 | 1,01315 |
| 0,79 | 29,18 | 1,01973 |
| 0,80 | 29,55 | 1,02631 |

Ein bequemes Mittel zur Bestimmung der Windmengen bietet das von v. Schwind construirte Aichmaass für Gebläseluft dar. An diesem Instrumente, welches die Gestalt eines 12 Zoll langen und $^5/_4$ Zoll breiten Lineals mit zwei eingefalzten Schiebern hat, und nach dem Princip der sogenannten Rechenstäbe construirt ist, kann bei jeder Düsenweite, Pressung, Windtemperatur und jedem Barometerstande, wie sie in der Praxis vorkommen, durch blosse Verschiebung und Einstellung der beiden Schieber, die Windmenge unmittelbar angegeben erhalten werden. Eine specielle Beschreibung dieses Aichmessers befindet sich in dem von Kraus herausgegebenen Oesterreichischen Jahrbuch für den Berg- und Hüttenmann. 1855. S. 1.

Die auf angegebene Weise berechnete Menge ausgeblasener Luft eines Gebläses, verglichen mit der Menge der eingesogenen Luft, lässt den Windverlust erkennen, welcher durch Undichtheit des Gebläses und durch den schädlichen Raum verloren gegangen ist. Die Menge der eingesogenen Luft

kann bei den meisten Gebläsen nach bekannten einfachen Formeln berechnet werden, z. B. bei einem doppelt wirkenden Cylindergebläse ist dieselbe, wenn $r$ den Halbmesser des Blasecylinders, $h$ die Hubhöhe des Kolbens, $n$ die Anzahl der während 1 Minute vollbrachten Spiele bezeichnet, $= 2\,n\,\pi\,r^2\,h$, welcher Ausdruck noch mit der Anzahl der Blasecylinder zu multipliciren ist, wenn das Gebläse mehrere derselben hat. Bei Cylindergebläsen ergiebt sich ein Windverlust von 20 bis 25 Proc., bei Kastengebläsen bis 40 Proc. und darüber, die übrigen, früher erwähnten Gebläse, mit Ausnahme der Cagniardelle, zeigen noch grössere Windverluste.

Bei Gebläsen, welche durch ein Wasserrad oder eine ähnliche Vorrichtung in Bewegung gesetzt werden, kann man leicht einen Maassstab zur Vergleichung des Effectes derselben durch Bestimmung des Quotienten des Krafteffects in den Nutzeffect erhalten. Als Krafteffect haben wir das Product der Aufschlagswassermenge pro Minute mit der in Fussen ausgedrückten Gefällhöhe; als Nutzeffect das Product der pro Minute ausgeblasenen Luftmenge von atmosphärischer Dichtigkeit mit dem Stande des Wassermanometers in Fussen. Diese Division des Nutzeffects durch den Krafteffect giebt unmittelbar den reinen Nutzeffect in Procenten des Krafteffects an. Nach Tunner*) ist bei guten Cylindergebläsen und guten oberschlächtigen Wasserrädern der Nutzeffect gewöhnlich zwischen 50 und 60 Proc., 63 Proc. ist schon eine grosse Seltenheit. Gute Kastengebläse mit Graphitirung geben bei oberschlächtigen Rädern 35—40 Proc.; bei der ältern Leistenliederung, vollem Gange und keiner eigentlichen Windlässigkeit, selten mehr als 28—30 Proc. Die hölzernen Bälge bei oberschlächtigen Wasserrädern und mit Vorgelege kommen auf 12 bis 15 Proc., gewöhnliche Spitzbälge mit unterschlächtigen Rädern kaum auf 5 Proc. Ein Wassertrommelgebläse kann bis auf 9 Proc. gebracht werden. Bei einem mit gutem oberschlächtigem Wasserrade betriebenen Rittinger'schen Hochdruckventilator, S. 252, kann der Nutzeffect von der Rohkraft zu 19 Proc., bei unterschlächtigem Wasserrade zu etwa 12 Proc. veranschlagt werden.

---

*) Dessen Stabeisen- und Stahlbereitung. II. Aufl. Bd. 1.

2) Von den Vorrichtungen zu den rein mechanischen Arbeiten.

Die Apparate, in welchen man diese den Hüttenprocessen auf trocknem und nassem Wege vorangehenden oder nachfolgenden Arbeiten ausführt, lassen sich in der Hauptsache in Zerkleinerungsapparate, Trennungsapparate, Mengapparate und Streckapparate eintheilen.

Unter den Zerkleinerungsapparaten sind es namentlich die Pochwerke und Quetzschwalzwerke, welche bei der Zerkleinerung von Erzen, Zuschlägen und Hüttenproducten auf Hüttenwerken ausgedehntere Anwendung finden. Die Construction dieser Apparate ist im Wesentlichen dieselbe wie bei den Apparaten, deren man sich bei dem Bergbau zur Aufbereitung der Erze bedient. Die zu einigen Processen nothwendige feinere Zertheilung der Erze und Producte bewirkt man durch Mühlen, welche entweder nach Art der gewöhnlichen Getreidemühlen construirt sind, oder bei denen sich auf einer horizontalen Unterlage zwei durch eine gemeinschaftliche horizontale Axe verbundene Mühlsteine oder zwei gusseiserne Walzen im Kreise bewegen und die auf jene Unterlage geschütteten Substanzen zermalmen. Durch die Mitte der Unterlage geht eine senkrechte Welle, mit welcher die horizontale Axe beider Mühlsteine oder Walzen verbunden ist. Die Welle wird durch irgend eine Kraft, gewöhnlich Pferde, um sich selbst bewegt.

Von den Trennungsapparaten sind hauptsächlich die verschiedenartigen Siebvorrichtungen zu erwähnen. Zu der einfachsten Art gehören die sogenannten Durchwürfe, schiefe Ebenen von gröberem oder feinerem Siebgeflecht, auf welche das gepochte oder gewalzte Haufwerk geworfen wird; die grösseren Stücke rollen längs der Fläche hinab, während die kleineren hindurchfallen. Mit Vortheil bedient man sich in vielen Fällen der sogenannten Cylinder- oder Trommelsiebe. Man wendet sie von verschiedenen Dimensionen und die Siebböden selbst von Eisen- und nach Befinden Messingdraht an, und setzt die grössern durch Maschinenkraft, die kleinern aber durch Menschenkraft in Bewegung.

Fig. 102a giebt ein Bild von der Einrichtung einer solchen Siebmaschine und Fig. 102b zeigt die Construction des einen

Zapfenlagers, auf welchem sich die Welle oder Axe und mit dieser das ganze Sieb stossweise bewegt. Das Sieb *A* bildet

Fig. 102a.

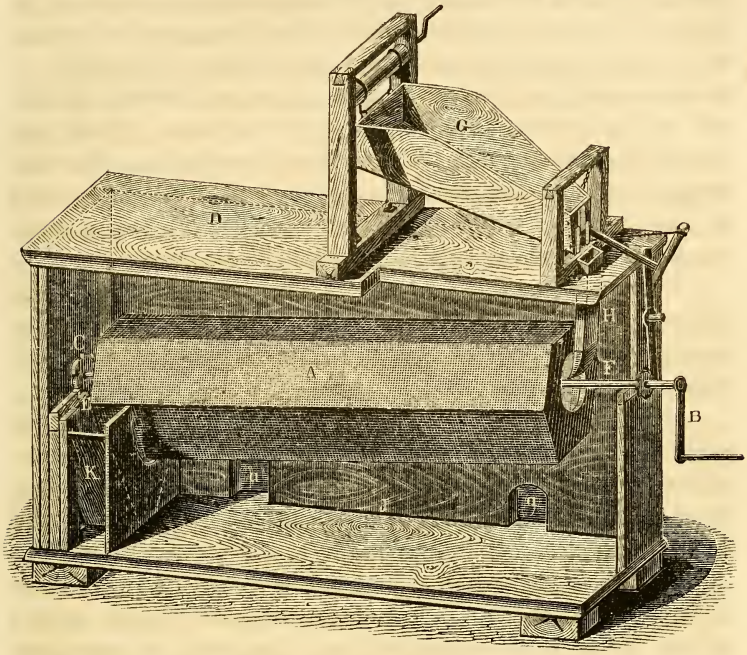
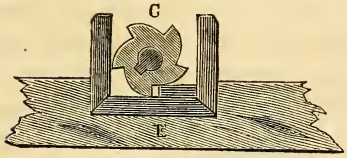



Fig. 102b.




ein hohles sechsseitiges Prisma, dessen eiserne Axe, welche durch ein eisernes Gerüste mit dem Siebe in Verbindung steht, an dem einen Ende mit einer Kurbel *B* und an dem entgegengesetzten Ende mit einer sogenannten „Schnecke" *C* von Gusseisen versehen ist, welche letztere in Fig. 102b in etwas vergrössertem Maassstabe deutlich hervortritt. Es ist in einem staubdichten hölzernen Kasten *D* mit einer Neigung von 5 Grad so eingelegt, dass es bei seinem Umgange, während die Axe durch die Schnecke sich in einem unterbrochenen gradlinigen Lager *E* (Fig. 102b) — in einem sogenannten „Schlag" — langsam steigend und schnell fallend bewegt, eine stossweise Erschütterung erleidet und an dem Kurbel-

ende durch eine hölzerne Schnecke *F*, den Rumpf *G* in eine schüttelnde Bewegung versetzt, wodurch das im Rumpfe vorhandene zu siebende Erz oder Product dem Siebe durch eine Lutte *H*, die am untern Ende mit einem blechernen gekrümmten Ansatz versehen, zugeführt wird. Der Siebkasten *D* enthält eine grössere und eine kleinere Abtheilung; in ersterer *J* sammeln sich die durch das Sieb gegangenen feinen Theile, und in der kleinen Abtheilung *K* die gröberen Theile an, welche daselbst aus dem Siebe wieder herausfallen. Zur Entfernung des angesammelten Siebmehles und der Siebgröbe sind in dem Kasten an verschiedenen Stellen Oeffnungen *a* angebracht, die während des Siebens mit Schiebern verschlossen sind.

Zu den Trennungsapparaten gehören auch Schlämmvorrichtungen, welche bei verschiedenen Processen, z. B. der Smaltebereitung, der europäischen Amalgamation etc. angewendet werden.

Von besonderen Mengapparaten wird bei Hüttenwerken wenig Anwendung gemacht, da die mit denselben vorzunehmenden Arbeiten in den meisten Fällen zweckmässiger durch Menschenhand ausgeführt werden. Häufig benutzt man Siebvorrichtungen als Mengapparate.

Zu den Streckapparaten endlich gehören hauptsächlich Hammer- und Walzwerke, sie dienen dazu, einigen dargestellten Metallen, wie Kupfer, Eisen, Zink, Blei, die zu ihrer weitern technischen Verwendung geeigneten Formen (Stangen, Blech etc.) zu ertheilen.

## Anhang.

### Die Condensation des Hüttenrauchs.

Der nachtheilige Einfluss, welcher durch verschiedene, bei Röst- und Schmelzprocessen in grosser Menge flüchtig werdende Substanzen auf die in der nächsten Umgebung der Hüttenwerke befindliche Vegetation ausgeübt wird, sowie der Verlust, welcher dabei durch das Entweichen noch nutzbarer Stoffe entsteht, haben mehrfach Veranlassung zur Construction von Vorrichtungen gegeben, diesen Uebelständen so viel als möglich abzuhelfen. Unter den gas- und dampfförmigen Kör-

pern, welche hierbei hauptsächlich in Betracht kommen, steht in quantitativer Hinsicht die schweflige Säure und die aus derselben entstehende Schwefelsäure oben an, ausserdem sind es noch Blei- und Arsendämpfe, deren Abscheidung man vorzugsweise im Auge gehabt hat.

Die schweflige Säure sucht man für gewöhnlich, wenn man die Röstung schwefelhaltiger Erze nicht geradezu wegen Darstellung von Schwefelsäure unternimmt, durch möglichst hohe Essen in die Atmosphäre überzuführen; ist dies nun zwar, namentlich bei schwerer feuchter Luft, kein sicheres Mittel, diese Säure für die Vegetation vollkommen unschädlich zu machen, so wird dieselbe doch bei hinreichend hohen Essen und nicht zu tiefer Lage derselben gegen die nächste Umgebung wenigstens in so hohen Schichten der Atmosphäre mit Luft vermengt, dass sie, ehe sie irgendwo die Erdoberfläche erreicht, gewiss nur noch einen unbedeutend schädlichen Einfluss auszuüben im Stande ist.

Auf den Kupferhütten in Wales*) suchte man früher die Condensation und Absorbtion dieser Dämpfe dadurch herbei zu führen, dass man sie in den langen Zügen, welche die Röstöfen mit den hohen Schornsteinen verbinden, durch einen dichten Regenschauer von kaltem Wasser streichen liess, um sie zu verdichten. Man hat dieses Mittel aber wieder aufgegeben, da es sich, wenigstens in Bezug auf die Condensation, nur dann wirksam zeigte, wenn der Regen sehr dicht war, was aber zugleich auch den Zug in den Röstöfen so wesentlich beeinträchtigte, dass man in ihnen nicht arbeiten konnte, indem der dichte Regen den Zug vollständig aufhielt. Man hat nun zur Erreichung desselben Zweckes auf den Llanelly-copper-works ein anderes, sehr einfaches, aber erfolgreicheres Verfahren angewendet, welches darin besteht, dass man die aus den Flamm-Röstöfen entweichenden heissen gasförmigen Verbrennungsproducte des in Steinkohlen bestehenden Brennmaterials, nebst den bei der Röstung entstehenden sauren Gasen und Dämpfen in langen, mit hohen Essen in Verbindung stehenden Flugstaubcanälen, zwischen mehreren Schichten von stets feucht gehaltenen Cyndern (Kokesstückchen mit verschlackten Aschen-

*) Berg- und hüttenmännische Zeitung. 1852. Nr. 19.

theilen) hindurchstreichen lässt. Man ist dabei im Stande, stets einen für die Röstöfen hinreichenden Zug zu erhalten und doch die schädlichen Gase und Dämpfe, welchen von den porösen Kokes eine sehr grosse Oberfläche geboten wird, in dem Grade aus den übrigen Verbrennungsproducten zu entfernen, dass man fast unmittelbar hinter diesen Condensationsvorrichtungen ohne Beschwerde in den Zugcanälen athmen kann.

Auf den Freiberger Hütten sind seit mehreren Jahren mannichfache Versuche zur Beseitigung der schädlichen Einwirkung des Hüttenrauchs, welche nur in dem Gehalte der Dämpfe an schwefliger Säure und der aus dieser entstehenden Schwefelsäure zu suchen ist, angestellt worden.*) Die Versuche, die entweichende schweflige Säure bei dem Ueberleiten über starre glühende Substanzen (durch Contact) in Schwefelsäure zu verwandeln und diese dann zu condensiren, ein Verfahren, worauf in England mehrere Patente genommen worden sind, führte in der Praxis zu keinem günstigen Ergebniss (s. Plattner, die metallurgischen Röstprocesse S. 331 u. f.) Ebenso setzten sich der Ausführung des Vorschlags, die aus den Röstöfen entweichenden Gase durch eine Säule glühender Kohle zu führen und den dabei unter Bildung von Kohlensäure entstehenden Schwefel nachher zu condensiren, solche Schwierigkeiten entgegen, dass man dieselben nach einigen Versuchen nicht wieder aufnahm (s. a. a. O. S. 343). Einen ähnlichen Erfolg hatten die Versuche, die aus einem Röstofen entweichenden Dämpfe durch Hinwegleiten über rothglühenden Kalk, wobei sich neben etwas Schwefelcalcium Gyps bildet, unschädlich zu machen und ebenso zeigte sich der Vorschlag, die schweflige Säure haltenden Dämpfe durch Schwefelwasserstoff zu zerlegen, wobei sich Schwefel und Wasser bilden, schon bei der Ausführung im Kleinen mit zu viel Schwierigkeiten verknüpft. Günstiger gestaltete sich das Resultat der Versuche, schweflige Säure durch Schwefelbariumlösung zu zersetzen, wobei schwefligsaurer, resp. unterschwefligsaurer Baryt und Schwefel entstehen; man hat indess auch hiervon

*) Reich, die bisherigen Versuche zur Beseitigung des schädlichen Einflusses des Hüttenrauches bei den fiscalischen Hüttenwerken zu Freiberg. Berg- und hüttenmännische Zeitung. 1858. S. 165 u. f.

wieder abgesehen, weil der Berechnung nach bei einer grössern Anzahl von Röstöfen, wie es bei den Freiberger Hütten der Fall ist, die zu treffenden Einrichtungen einen solchen Umfang annehmen müssten, dass der Nutzen des Verfahrens, wenn auch nicht aufgehoben, doch wenigstens sehr herabgezogen würde. Man ist daher schliesslich auf die Umänderung der schwefligen Säure in den Röstdämpfen durch Salpetersäure in Schwefelsäure und Condensation derselben in Bleikammern als das Ausführbarste zurückgekommen und hofft dadurch unter Zuhülfenahme sehr hoher Essen und langer Condensationscanäle die schädlichen Bestandtheile aus den Röstgasen zu entfernen. Man hat sich freilich zu dem Ende genöthigt gesehen, die bisherige Construction der Röstöfen zu verlassen und denselben nach Art der Muffelöfen eine solche Einrichtung zu geben, dass die gasförmigen Verbrennungsproducte des Brennmaterials für sich abziehen können und nicht mit in die Bleikammern gelangen.

Die Condensation des Arsens und Bleis, welche sich, das erstere als arsenige Säure, das andere als Schwefelblei und daraus durch Oxydation entstehendes schwefelsaures und kohlensaures Bleioxyd zuweilen in grosser Menge in den entweichenden Hüttendämpfen vorfinden, sucht man, wie die der mechanisch durch den Luftstrom mit fortgerissenen Erz- und Productentheile, gewöhnlich in den mit dem betreffenden Ofen in Verbindung stehenden Flugstaubkammern (s. S. 191 u. f.) zu bewirken. Die aber, z. B. bei den Röstprocessen in Flammöfen, sich zuweilen herausstellenden Metallverluste beweisen, dass die Condensation solcher flüchtig gewordenen Körper doch nicht immer auf diese Weise in befriedigendem Maasse erfolgt, und viele derselben durch den Gasstrom mit in die Atmosphäre übergeführt werden. Es hat dies seinen Grund hauptsächlich darin, dass die gasförmigen Verbrennungsproducte mit den flüchtig werdenden Körpern in viel unzersetzter atmosphärischer Luft vertheilt, gemeinschaftlich in die Flugstaubkammern treten, und die Fortbewegung der betreffenden Dämpfe mit zu grosser Geschwindigkeit erfolgt und dass, wenn die heissen gasförmigen Verbrennungsproducte des Brennmaterials mit in die Kammern gelangen, letztere, wenn sie nicht recht geräumig oder nicht unterirdisch angebracht sind, so heiss werden, dass eine Con-

densation mancher dampfförmigen Körper gar nicht möglich ist.

Man ist daher ebenfalls auf Mittel bedacht gewesen, die Condensation solcher flüchtig werdenden nutzbaren Metalle zu vervollkommnen. So hat man in England den metallischen Dämpfen, die bei den Processen im Flammofen flüchtig werden, Wasserdampf zugeführt und das Gemenge durch kaltes Wasser in Form eines feinen Regens zu condensiren gesucht,*) auch hat man dergleichen Dämpfe durch lange Canäle oder in Condensationsräume geleitet, die zum Theil mit Kokesstückchen, Haidekraut etc. angefüllt waren, und von deren Boden mittelst besonderer Vorrichtungen Wasser in fein zertheiltem Zustande in die Canäle oder Räume zerstreuen, oder von deren Decke Wasser herabträufeln lassen, und hat dazu die Metalldämpfe mittelst eines Ventilators aus dem Ofen gesogen und durch die Verdichtungs-Vorrichtung hindurchgetrieben, damit keine Hemmung des Zuges im Flammofen entstand, oder man hat auch an der Esse, zur Beförderung des Luftzuges, einen kleinen Windofen angebracht, den man zugleich als Tiegelschmelzofen benutzte.**) Alle diese Mittel haben sich indess auch nicht als ausreichend zu einer vollständigen Condensation der betreffenden dampfförmigen Körper erwiesen, sobald dieselben, wie namentlich Bleidämpfe, in grosser Menge frei werden. Als das Zweckmässigste haben sich auch hier immer noch lange, geräumige, unterirdische Canäle, die in einer hohen Esse endigen, herausgestellt; auch lassen sich Dämpfe aus Schachtöfen in ähnlicher Weise in Canälen nach einer Esse führen.

Ueber Auffangungsmethoden des Flugstaubes sowie die Angemessenheit der Flugstaubkammern für die Oefen der Altai'schen Hüttenwerke, finden sich ausführliche Mittheilungen von Danilow im Bergwerksfreund, Bd. XVI. Versuche im Kleinen über die Verdichtung der beim Rösten der Erze, namentlich der Silbererze, sich verflüchtigenden Metalle unter

*) Dingl. Journ. Bd. 112. 204. Polyt. Centralbl. 1843. p. 1132.

**) Oesterreich. Zeitschrift für Berg- und Hüttenwesen. 1854. Nr. 40. S. 313.

Anwendung chemischer Agentien, sind von Patera*) angestellt worden. Die Röstung geschah in einer Muffel, so dass die dabei sich bildenden flüchtigen Röstproducte durch eine Reihe von Woulf'schen Flaschen, deren Boden zur Vermehrung der Oberfläche mit Quarzstückchen gefüllt war, geleitet werden konnten. Die angewendeten chemischen Agentien bestanden in salpetriger Säure und Schwefelwasserstoff unter Mitwirkung von Wasserdämpfen.

In der Gegend von Newcastle wird ein Verfahren, den Rauch zur Abscheidung der festen Theilchen desselben zu waschen, mit gutem Erfolge angewendet**), und es fragt sich, ob dasselbe nicht auch zur Wiedergewinnung des Flugstaubes benutzt werden könnte. Dieses Verfahren besteht darin, die sämmtlichen, Rauch entwickelnden Heerde einer Fabrik oder von Dampfmaschinen mittelst eines weiten und langen gemauerten Canales mit einer einzigen Esse in Verbindung zu setzen. Dieser Canal hat eine Reihe von Knieen in einer senkrechten Ebene, so dass der Gasstrom, welcher mit sehr vielen feinen Kohlentheilchen, die den Rauch undurchsichtig machen, gemischt ist, wiederholt auf- und abwärts, wie durch eine Reihe von Hebern ziehen muss, um zur Esse zu gelangen. Jeder der abwärts gehenden Schenkel der Heber ist an seinem oberen Theile mit einem Becken versehen, welches Ränder von geringer Höhe hat, und dessen metallener Boden kleine Löcher, wie die Brause einer Giesskanne, besitzt. Wasser, welches fortwährend durch Pumpen gehoben wird, fällt durch diese Löcher als Regen mitten in den Rauchstrom; es wird dann von der wasserdichten Sohle des Canals aufgenommen und dort stets auf einer gewissen Höhe erhalten, indem in einiger Entfernung über dem Boden Ausflussöffnungen von zweckmässiger Grösse angebracht sind. Dieses Wasser wird nun durch Pumpen wieder gehoben. Das so als Regen einfallende Wasser hindert den Zug nicht, sondern befördert

*) S. über derartige Vorrichtungen im Bergwksfrd. VIII, 175; X, 192; XI, 290. Polyt. Centralbl. 1846. p. 441. Dingl. Journ. 112, 206. Berg- u. hüttenmänn. Zeitung. 1852. p. 324, 370. Tunner's Jahrb. 1852. p. 150.

**) Bulletin de la Soc. d'Encourag. März 1855. p. 163. Dingl. Journ. Bd. 137. S. 31. Oesterreich. Zeitschrift für Berg- und Hüttenwesen. 1855. S. 342.

ihn im Gegentheil, weil es in derselben Richtung fällt, in welcher sich der Gasstrom bewegt. Alle von letzterem mitgeführten festen Theilchen werden durch diese Art wiederholter Wäsche abgeschieden und bleiben auf dem Wasser an der Sohle des Canals als Russ liegen, wo sie nach einiger Zeit weggenommen werden. Ebenso wie feine, specifisch leichte Russtheile, würden sich gewiss auch feine Erz- und Metalltheile aus den den Oefen entweichenden Gasarten trennen lassen. Bei Gegenwart von flüchtigen, im Wasser löslichen Chlormetallen, könnte man noch die Vorsicht gebrauchen, dass man das unten abfliessende Wasser, ehe es durch Pumpen wieder gehoben wird, erst durch ein grosses, aus Sand hergestelltes Filter gehen liesse, auf welches von Zeit zu Zeit etwas Aetzkalk gestreut würde.

Was die Condensation einiger behufs ihrer Gewinnung absichtlich dampfförmig frei gemachten Körper, wie Arsen, arsenige Säure, Quecksilber etc. anlangt, so wird von derselben im zweiten Theile dieses Buches bei den betreffenden Metallen die Rede sein.

Druck von A. Th. Engelhardt in Leipzig.

# C. F. PLATTNER's

# VORLESUNGEN

ÜBER

# ALLGEMEINE HÜTTENKUNDE.

ZWEITER BAND.

# VORLESUNGEN

ÜBER

# ALLGEMEINE HÜTTENKUNDE.


VON

**CARL FRIEDRICH PLATTNER,**

K. S. BERGRATH, PROFESSOR DER HÜTTENKUNDE AN DER K. S. BERGACADEMIE UND OBERHÜTTENAMTSASSESSOR ZU FREIBERG, RITTER DES K. S. VERDIENSTORDENS.


Nach dem hinterlassenen Manuscript herausgegeben und vervollständigt

von


**Theodor Richter,**

K. S. Oberhüttenamtsassessor, Hüttenchemiker und Lehrer der Löthrohrprobirkunst an der K. S. Bergacademie zu Freiberg.


In zwei Bänden.

## Zweiter Band.

Mit 48 in den Text eingedruckten Holzschnitten.


FREIBERG.

Buchhandlung J. G. Engelhardt.

(Bernhard Thierbach.)

1863.

# Inhalt des zweiten Bandes.


Seite.

## Antimon.

Eigenschaften . . . . . 1
Von den Antimonerzen und dem Probiren derselben . . . . . 2
Erze . . . . . 2
Probirverfahren . . . . . 3
Probe auf Schwefelantimon 3. Probe auf metall. Antimon 3. Levol's Methode 4.
Gewinnungsmethoden des Antimons . . . . . 4
Aussaigerung des Schwefelantimons . . . . . 5
In Tiegeln und Röhren 5. In Flammöfen 7.
Darstellung des metallischen Antimons . . . . . 8
Aus rohen Erzen 8. Aus gerösteten Erzen 10.
Anwendung des Antimons . . . . . 15

## Wismuth.

Eigenschaften . . . . . 15
Von den Wismutherzen und dem Probiren derselben . . . . . 16
Erze . . . . . 16
Probirverfahren . . . . . 17
Gewinnungsmethoden des Wismuths . . . . . 21
Aussaigerung auf Heerden 21. Aussaigerung in Röhren 22.
Anwendung des Wismuths . . . . . 23

## Zinn.

Eigenschaften . . . . . 24
Von den Zinnerzen und dem Probiren derselben 26

Seite.
Erze . . . . . 26
Probirverfahren . . . . . 26
Gewinnungsmethoden des Zinns . . . . . 29
Vorbereitung unreiner Erze . . . . . 29
Michell's Verfahren mit Salzsäure 30. Oxland's Verfahren bei wolframhaltigen Erzen 31.
Verschmelzung der Zinnerze . . . . . 32
Anwendung von Schacht- oder Flammöfen . . . 32
Verschmelzung in Schachtöfen 33.
Verfahren in Altenberg und Zinnwald 33. Verfahren in Schlaggenwalde 38. Verfahren in England 38.
Verschmelzung in Flammöfen 39.
Anwendung des Zinns . . . . . 44

## Blei.

Eigenschaften . . . . . 44
Von den Bleierzen und dem Probiren derselben 46
Erze . . . . . 46
Probirverfahren . . . . . 46
Geschwefelte Substanzen 47.
Probe mit Pottasche. 47. Probe mit schwarzem Fluss und Eisen 48. Levol's Probe 50. Probe am Communion-Unterharz 50.
Oxydirte Substanzen 50.
Löthrohrprobe 51.
Gewinnungsmethoden des Bleies . . . . . 53
1) Verschmelzen der Bleierze in Flammöfen . . . 53
Kärnthner Verfahren 54. Englisches Verfahren 56. Französisches Verfahren 59.
2) Verschmelzen der Bleierze in Schachtöfen . . 62
A. Niederschlagsarbeit 62.
Oberharzer Verfahren 64. Verfahren auf der Friedrichshütte bei Tarnowitz 75. Verfahren auf der Victor-Friedrichshütte bei Harzgerode 77.
B. Bleiarbeit mit gerösteten Erzen 78.
Prozess am Communion-Unterharz 78. Prozess in Przibram 84. Prozess zu Pontgibaud 87. Freiberger Bleiarbeit 92.
C. Bleiarbeit mit oxydirten Erzen 116.
Verfahren am Altai 116.
3) Verschmelzen der Bleierze in Heerdöfen . . . 117

Seite.

Verfahren in schottischen Oefen 117. Verfahren im nordamerikanischen Bleiheerde 122.
Zugutemachung von Hüttenprodukten, welche das Blei im oxydirten Zustande enthalten . . . . . 126
Verschmelzen der Glätte 126.
Glättfrischen in Schachtöfen 126.
Verfahren am Oberharz 126. Verfahren am Communion-Unterharz 128. Verfahren auf den Freiberger Hütten 129. Verfahren in Przibram 130.
Glättfrischen in Flammöfen 130.
Verfahren in England 131.
Verschmelzen des Abstrichs . . . . . 132
Verfahren in Przibram 132. Verfahren am Oberharz 133. Verfahren auf den Freiberger Hütten 134.
Raffiniren des Bleies . . . . . 134
Verfahren auf Altenauer Hütte 135. Verfahren in England 136. Verfahren auf den Freiberger Hütten 137.
Anwendung des Bleies . . . . . 139

## Kupfer.

Eigenschaften . . . . . 140
Von den Kupfererzen und dem Probiren derselben . . . . . 145
Erze . . . . . 145
Probirverfahren . . . . . 146
A. Kupferbestimmung auf trocknem Wege 146.
Schwefelhaltige kupferreichere Verbindungen 146.
Deutsches Verfahren 146. Englisches Verfahren 148.
Schwefelhaltige kupferärmere Verbindungen 149.
Oxydirte Verbindungen 149.
Legirungen 150.
Löthrohrprobe 150.
B. Kupferbestimmung auf nassem Wege 152.
Kerl's modificirte schwedische Probe 152. Methode von Pelouze 153. Methode mittelst Cyankalium nach Mohr 154. Methoden von Heine, Jacquelin und v. Hubert 155.
Gewinnungsmethoden des Kupfers . . . . . 156
I. Zugutemachung der Kupfererze auf trocknem Wege 156
A. Verschmelzung geschwefelter Erze . . . . 156
a) Verschmelzung in Schachtöfen 158.
Röstung der Erze 158. Verschmelzen auf Roh-

Seite.

stein 162. Rösten des Rohsteins 164. Darstellung des Concentrationssteins 165. Röstung desselben 167. Darstellung von Schwarz- oder Rohkupfer 167. Gaarmachen desselben im Gaarheerde 169. Gaarmachen in Flammöfen 172. Erscheinungen beim Gaarmachen 173.

Prozess zu Atvidaberg in Schweden 175. Prozess zu Agordo 179. Kupferarbeiten zu Okerhütte 184. Mansfelder Prozess 186. Freiberger Kupferarbeiten 194.

b) Verschmelzung in Flammöfen 199.

Prozess auf den Hütten in Wales 199.

B. Verschmelzung oxydirter Erze . . . . . 208

Verfahren am Ural 208.

C. Verschmelzung des gediegenen Kupfers . . 211

Verfahren zu Detroit in Nordamerika 211.

II. Zugutemachung der Kupfererze (incl. Produkte) auf nassem Wege . . . . . 212

Gewinnung von Cementkupfer aus Grubenwässern 214

Verfahren in Schmöllnitz 214.

Verarbeitung oxydirter Erze . . . . . 215

Verfahren zu Virneberg und Josephsberg a. Rh. 216.

Verarbeitung von geschwefelten Erzen und Hüttenprodukten . . . . . 217

a) Erze 217.

Verfahren zu Rio tinto 218. Prozess zu Foldalen in Norwegen 219. Prozess zu Linz a. Rh. 220. Verfahren von Bechi und Haupt 222.

b) Hüttenprodukte 223.

Verfahren mit Kupferstein in Freiberg 223. Verfahren mit Schwarzkupfer am Communion-Unterharz 225.

Anwendung des Kupfers . . . . . 226

## Silber.

Eigenschaften . . . . . 227

Von den Silbererzen und dem Probiren derselben 227

Erze . . . . . 227

Probirverfahren . . . . . 229

Unter der Muffel 229. Löthrohrprobe 230. Gay-Lussac'sche Methode 231.

Gewinnungsmethoden des Silbers . . . . . 232

Seite.

I. Silbergewinnung auf trocknem Wege . . . . . 233

A. Darstellung von silberhaltigem Blei . . . . 233

a) Verarbeitung sehr reicher Erze 233.

b) Verarbeitung silberhaltiger Bleierze im gerösteten oder ungerösteten Zustande, gewöhnlich noch mit wenig silberhaltigen Kupfererzen 234.

c) Verschmelzung silberhaltiger Erze auf Stein und Entsilberung desselben, sowie der bei der Verarbeitung silberhaltiger Blei- und Kupfererze gefallenen Steine durch Blei 234.

Verfahren in Freiberg 236. Prozess zu Kongsberg 236. Prozess am Altai 238. Eintränkarbeit auf den Altai'schen Hütten 240. Hydrostatisches Schmelzen 241.

d) Saigerprozess 241.

Kupferauflösungsschmelzen u. Abdarrprozess 243.

B. Trennung des Silbers vom Blei . . . . . 244

a) Pattinson'sches Verfahren 244.

b) Entsilberung des Werkbleies durch Zink 248.

c) Abtreibeprozess 251.

Arbeit in Oefen mit unbeweglichem Heerde 251.

Verfahren in Clausthal 255. Verfahren in Freiberg 256.

Arbeit in Oefen mit beweglichem Heerde 256.

Verfahren in England 256.

d) Feinbrennen des Silbers 258.

Feinbrennen auf beweglichen Heerden 259.

Verfahren unter der Muffel am Ober- und Unterharz 260. Verfahren im Flammofen zu Kongsberg 262.

Feinbrennen auf unbeweglichem Heerde 262.

Verfahren auf den Freiberger Hütten 262.

Raffiniren in Tiegeln 263.

II. Silbergewinnung auf nassem Wege . . . . . 264

A. Amalgamation . . . . . 264

a) Amerikanische Methode 265.

b) Europäische Methode 266.

1) Amalgamation der Erze 266.

2) Amalgamation von Produkten 270.

B. Auflösung des Silbers in Erzen und Produkten durch verschiedene Lösungsmittel und Fällung daraus . . . . . 271

a) Augustin'sches Verfahren 271. b) Ziervogel'sches

Seite.

Verfahren 274. c) Andere Methoden der Extraction von Gurlt, Patera, Becquerel 276.

Anwendung des Silbers . . . . . 277

## Gold.

Eigenschaften . . . . . 278

Von den Golderzen und dem Probiren derselben 278

Erze . . . . . 278

Probirverfahren . . . . . 279

Unter der Muffel 280. Plattner'sche Methode mit Chlor 280. Löthrohrprobe 282.

Gewinnungsmethoden des Goldes . . . . . 283

1) Gewinnung durch Verwaschen und Amalgamiren der Erze 284.

2) Gewinnung durch Verschmelzen der Erze 285.

3) Extraction durch Chlor 286.

Verfahren in Reichenstein 287. Verfahren in Schmöllnitz 288.

4) Scheidung des Goldes vom Silber 288.

a) Scheidung auf trocknem Wege 288.

Durch Schwefelantimon 288. Durch Glätte und Schwefel 289. Durch Cementation 289.

b) Scheidung auf nassem Wege 290.

Scheidung durch die Quart 290. Scheidung mittelst Schwefelsäure 290.

Anwendung des Goldes . . . . . 294

## Platin.

Eigenschaften . . . . . 295

Von den Platinerzen und dem Probiren derselben . . . . . 295

Probirverfahren . . . . . 295

Auf nassem Wege 296. Auf trocknem Wege nach Deville und Debray 296.

Gewinnung des Platins . . . . . 298

Verfahren auf nassem Wege 298.

Verfahren auf trocknem Wege nach Deville und Debray 298.

Anwendung des Platins . . . . . 300

Seite.

## Quecksilber.

Eigenschaften . . . . . 301
Von den Quecksilbererzen und dem Probiren derselben . . . . . 301
Erze . . . . . 301
Probirverfahren . . . . . 302
Gewinnungsmethoden des Quecksilbers . . . 303
1) Gewinnung durch Rösten der Erze 303.
Röstung in Stadeln 303.
Verfahren zu Altwasser in Ungarn 303.
Röstung in Schacht- und Flammöfen 304.
Verfahren in Idria 304. Verfahren in Almaden 308.
2) Gewinnung durch Destillation mit Zuschlägen in geschlossenen Räumen 310.
Verfahren zu Landsberg in Bayern 311. Verfahren in Californien 312.
Anwendung des Quecksilbers . . . . . 312

## Arsen.

Eigenschaften . . . . . 312
Von den Arsenerzen und dem Probiren derselben 313
Erze . . . . . 313
Probirverfahren . . . . . 313
Darstellung des Arsens, der arsenigen Säure, sowie des rothen und gelben Arsenglases . 315
a) Darstellung von metallischen Arsen 315.
b) Darstellung der arsenigen Säure 315.
Gewinnung des Giftmehls 315.
Verfahren in Andreasberg 318. Verfahren in Reichenstein 319. Verfahren auf den Freiberger Hütten 319.
Darstellung des weissen Arsenglases 320.
Verfahren in Andreasberg 321.
c) Darstellung des bunten Arsenglases 322.
Realgar 322. Auripigment 323.
Anwendung des Arsens . . . . . 323

## Zink.

Eigenschaften . . . . . 324
Von den Zinkerzen und dem Probiren derselben 325

Seite.
Erze . . . . . 325
Probirverfahren . . . . . 325
Verfahren auf trocknem Wege 326. Verfahren auf nassem Wege 326.
Gewinnungsmethoden des Zinks . . . . . 327
Schlesische Destillationsmethode 329.
Belgische Destillationsmethode 336.
Vergleichung beider Methoden 339.
Englische Destillationsmethode 340.
Aeltere Methode in Kärnthen und Banat 341.
Andere Zinkgewinnungsmethoden 341.
In Schachtöfen 341. Auf nassem Wege 342.
Anwendung des Zinks . . . . . 343

Gewinnung des Cadmiums . . . . . 343

## Nickel.

Eigenschaften . . . . . 344
Von den Nickelerzen und dem Probiren derselben . . . . . 345
Erze . . . . . 345
Probirverfahren . . . . . 345
Nickelbestimmung auf trocknem Wege 346. Bestimmung auf nassem Wege 349.
Gewinnungsmethoden des Nickels . . . . . 250
Verschmelzung geschwefelter Nickelerze auf Stein 350.
Verfahren zu Klefva 350. Verfahren in Dillenburg 351.
Verschmelzung arsenikalischer Erze auf Speise 352.
Gewinnung von Speise am Unterharz 352. Desgl. auf den Freiberger Hütten 352.
Darstellung des Nickelmetalls 353.
Verfahren von Gersdorf 354. Verfahren von H. Rose 354. Erdmann's Verfahren 354. Verfahren in England 355. Verfahren in Dillenburg 355. Verfahren von Stapff 357.
Zusammensetzung von käuflichem Nickel 357.
Anwendung des Nickels . . . . . 358

## Kobalt.

Eigenschaften . . . . . 358

Seite.

Von den Kobalterzen und dem Probiren derselben . . . . . 358
Erze . . . . . 358
Probirverfahren . . . . . 359
Probe auf Kobalt auf trocknem Wege 359. Lampadius' Probe auf nassem Wege 359. Probe auf Blaufarbenglas 360
Darstellung der Smalte . . . . . 362
Anwendung des Kobalts . . . . . 366

# Repertorium

zu den

## in den Text eingedruckten Figuren.


| | | Seite. |
|---|---|---|
| Fig. | 1. Antimon-Saigerofen . . . . . | 7 |
| „ | 2. Wismuth-Saigerofen . . . . . | 22 |
| „ | 3. Röhre eines dergl. Ofens . . . . . | 22 |
| „ | 4 (a, b). Altenberger Zinnschmelzofen . . . | 35 |
| „ | 5 (a. b). Englischer Zinnschmelzofen . . . . | 41 |
| „ | 6. Probirscherben . . . . . | 48 |
| „ | 7. Probirtute . . . . . | 48 |
| „ | 8 (a, b). Englischer Bleischmelzofen . . . . | 57 |
| „ | 9 (a, b). Französischer Bleischmelzofen . . . | 60 |
| „ | 10 (a, b). Oberharzer Bleischmelzofen . . . . | 67 |
| „ | 11 (a, b) Oberharzer Krummofen . . . . . | 72 |
| „ | 12 und 13. Unterharzer Rösthaufen . . . . . | 79 |
| „ | 14 (a, b). Unterharzer Bleischmelzofen . . . . | 81 |
| „ | 15. Freiberger Röststadel . . . . . | 96 |
| „ | 16 (a, b). Freiberger Doppelofen . . . . . | 97 |
| „ | 17. Freiberger Windständer . . . . . | 99 |
| „ | 18 (a, b). Englischer Röstofen . . . . . | 107 |
| „ | 19 (a, b). Flamm-Schmelzofen . . . . 108. | 109 |
| „ | 20 (a, b). Schottischer Bleiofen . . . . 118. | 119 |
| „ | 21 (a, b). Schottischer Bleischlackenofen . . . | 121 |
| „ | 22 (a. b). Amerikanischer Bleiheerd . . 122. | 123 |
| „ | 23 (a, b). Englischer Bleiraffinirofen . . 136. | 137 |
| „ | 24 und 25. Geröstete Kupfererzstücke . . 160. | 161 |
| „ | 26 (a, b). Atvidaberger Kupferschmelzofen . . | 176 |
| „ | 27 (a, b). Steyermärkische Röststadel . . 180. | 181 |
| „ | 28. Kapelle . . . . . | 229 |

Seite.
Fig. 29. Probirscherben . . . . . 230
„ 30 (a, b). Englischer Treibeheerd . . . . . 257
„ 31 (a, b, c). Harzer Silberfeinbrennofen . . . 261
„ 32. Amalgamirfass . . . . . 268
„ 33. Laug- und Klärfass zur Silberextraction 272. 273
„ 34. Plattner's Gold-Extractionsapparat . . . 280
„ 35. Hähner's Quecksilber-Destillirofen . . . 306
„ 36 (I—IV). Alberti's Quecksilber-Destillirofen 307
„ 37. Spanischer Quecksilber-Destillirofen . . . 309
„ 38. Aludel . . . . . 310
„ 39. Zweibrücken'scher Quecksilber-Destillirofen . 311
„ 40. Arsen-Röstofen mit Giftfang . . . . . 316
„ 41. Arsen-Röstofen mit Giftthurm . . . . . 317
„ 42. Arsen-Raffinirofen . . . . . 321
„ 43 (a, b, c). Schlesischer Zink-Destillirofen 329. 330
„ 44 u. 45. Zinkmuffeln mit verschiedenen Vorlagen 334
„ 46 (a, b). Belgischer Zink-Destillirofen . . . . 337
„ 47. Belgische Zink-Destillationsröhre mit Condensationsapparat . . . . . 337
„ 48 (a, b). Smalte-Ofen . . . . . 363

# Specieller Theil der Hüttenkunde.

## I. Antimon.

Eigenschaften. Das metallische Antimon, wie es aus den hüttenmännischen Werkstätten hervorgeht, ist stets mehr oder weniger durch andere Körper, wie Schwefel, Kalium, Natrium, Arsen, Blei, Eisen und Kupfer verunreinigt, von denen es bei seiner weitern technischen Verwendung in den meisten Fällen befreit werden muss. Es ist von zinnweisser Farbe, lebhaft glänzend und sehr spröde; besitzt eine ausgezeichnet blättrig krystallinische Struktur und lässt sich leicht pulvern. Das spec. Gewicht des käuflichen Antimons fanden Scheerer und Marchand innerhalb sehr enger Grenzen im Durchschnitt zu 6,696, das des chemisch reinen Metalls bei 16° C. zu 6,715. Im krystallisirten, sowie im zusammengepressten Zustande zeigt es nach Denselben ein gleiches specifisches Gewicht. Der Schmelzpunkt des Antimons liegt nach Guyton Morveau bei 512° C. Reines Antimon schmilzt vor dem Löthrohre auf Kohle zu einer glänzenden, lebhaft dampfenden Kugel, welche nach längerem Blasen völlig verschwindet, während sich die Kohle mit einem rein weissen Beschlage von Antimonoxyd bedeckt. Unterbricht man das Blasen früher, so umgiebt sich die Kugel unter stetem Fortglühen mit weissen glänzenden Krystallen von Antimonoxyd, bis sie endlich völlig überdeckt ist, worauf das Glühen aufhört. Unreines Antimon stösst häufig, besonders im Anfang, Knoblauchgeruch (Arsen) aus, überzieht sich mit einer Schlacke (Schwefeleisen), zeigt eine matte Ober-

fläche, hört auf zu glühen, sobald die Löthrohrflamme nicht mehr einwirkt und giebt oft ein gelblich gefärbtes Oxyd (Blei).

Die Auflösung des Metalls in Salpetersalzsäure muss mit Schwefelammonium einen orangefarbigen Niederschlag geben, welcher in einem Ueberschuss desselben völlig löslich ist. Bleibt ein schwarzer Rückstand, so ist dieser Schwefelblei -eisen oder -kupfer. Bei der technischen Verwendung des Antimons legt man gewöhnlich einen besondern Werth auf die krystallinische Oberfläche der Metallkönige und besonders auf diejenige Beschaffenheit derselben, einen krystallinisch strahligen Stern in der Mitte der Oberfläche zu zeigen. Es setzt dies allerdings einen gewissen Grad von Reinheit des Metalls voraus, denn das sehr verunreinigte Antimon zeigt kein derartiges Gefüge an der Oberfläche, allein auch das reine Antimon erscheint nur dann mit diesem Gefüge, wenn die Oberfläche langsam unter einer Schlackendecke erstarrt ist.

### Von den Antimonerzen und dem Probiren derselben.

Antimonerze. Im regulinischen Zustande für sich, oder mit andern Metallen (Silber, Nickel, Arsen) verbunden, wird das Antimon nur an wenig Punkten und dann auch ziemlich selten angetroffen. Am häufigsten findet es sich im Zustande von Schwefelantimon und zwar rein als Grauspiessglanzerz oder Antimonglanz, $\dddot{S}b$ mit 72,8 Proc. Antimon oder mit andern Schwefelmetallen, namentlich Schwefelkupfer, Schwefeleisen, Schwefelblei, Schwefelsilber in vielen Mineralien. Verbindungen des Antimons mit Sauerstoff, z. B. die Antimonblüthe oder das Weissspiessglanzerz $\ddot{S}b$, der Antimonocker, $\ddot{S}b + \dot{H}$ begleiten namentlich das Grauspiessglanzerz an verschiedenen Orten, jedoch meist nur als mineralogische Seltenheiten. Von den Antimon-Mineralien sind im hüttenmännischen Sinne als eigentliche Antimonerze nur das Grauspiessglanzerz und höchstens der Berthierit, eine Verbindung von Schwefelantimon mit Schwefeleisen, mit 53—61 Proc. Antimon, zu betrachten. In neuerer Zeit sind in Nordafrika die vorhin genannten oxydirten Verbindungen in so grosser Menge angetroffen worden, dass sie auch als eigentliche Antimonerze mit zur Verhüttung gelangen.

Probirverfahren. Geschmolzenes Schwefelantimon (Antimonium crudum) sowohl, wie metallisches Antimon, sind Handelswaare und die docimastische Antimonprobe erstreckt sich daher auf die Bestimmung beider Körper.

Probe auf Schwefelantimon. Schwefelantimon schmilzt schon bei mässiger Rothgluth und wird dabei, wenn keine Luft zutreten kann, nicht verändert. Dieses Verhalten, auf welches die Gewinnung im Grossen basirt ist, benutzt man auch bei der Probe im Kleinen, man trennt nämlich das gewöhnlich mit strengflüssigen Gangarten vorkommende Schwefelantimon durch Aussaigern von denselben. Man bringt zu dem Ende 2—3 Pfd. einer Durchschnittsprobe des zu untersuchenden Erzes in hasel- bis wallnussgrossen Stücken in einen am Boden durchlöcherten Tiegel, welchen man in einen zweiten so einstellt, dass zwischen den beiden Böden vollkommen Raum zur Aufnahme des auszusaigernden Schwefelantimons bleibt. Den oberen Tiegel verschliesst man gut, ebenso verdichtet man die Fugen zwischen beiden Tiegeln gut mit Lehm oder Thon. Der ganze Apparat wird hierauf in einen Feuerungsraum gestellt, der untere Tiegel aber mit Asche oder Sand umgeben, damit er sich kühl hält. Den oberen Tiegel umschüttet man hierauf mit Holzkohle, welche man nach und nach anbrennen lässt. Das Schwefelantimon sammelt sich bei hinreichender und gehörig lange andauernder Rothgluth ziemlich vollständig im Untersatze an, wird ausgeschlagen und verwogen.

Probe auf metallisches Antimon. Die auf metallisches Antimon zu untersuchenden Erze, in welchen dasselbe als Schwefelantimon verhanden ist, können entweder geröstet oder ungeröstet probirt werden. Im ersteren Falle, welcher indess weniger empfehlenswerth ist, muss das Erz mit ganz besonderer Vorsicht ohne Zusatz von Kohle völlig todtgeröstet werden. Die geröstete Masse, welche das Antimon als eine Verbindung von Antimonoxyd mit Antimonsäure enthält, wird hierauf einer reducirenden Schmelzung unterworfen und zwar beschickt man sie zu dem Zwecke entweder mit 1—3facher Gewichtsmenge schwarzen Flusses oder einem diesem gleich wirkenden Gemenge von Pottasche und Mehl (auf 100 Theile gereinigte Pottasche 10—15 Theile Weizen- oder Roggenmehl) unter Zusatz von 25 Proc. Boraxglas und einer Kochsalzdecke.

Das Ausbringen von metallischem Antimon aus 100 Theilen reinen Schwefelantimons ist kaum über 64—65 Proc.

Die Probe mit ungeröstetem Erze wird nach Art einer Bleiprobe ausgeführt. Man setzt der abgewogenen Menge die dreifache Gewichtsmenge schwarzen Flusses, 25 Proc. Boraxglas und zur vollständigen Zersetzung eines sich bildenden Doppelsulfurides von Schwefelantimon und Schwefelalkali auf 100 Theile reines Schwefelantimon etwa 42 Theile reine Eisenfeile zu, und giebt ebenfalls eine starke Kochsalzdecke. 100 Theile reines Schwefelantimon geben auf diese Weise 66—68 Proc. Antimon.

Von Levol*) ist eine neue, genauere Probirmethode zur Bestimmung des Antimongehaltes im Schwefelantimon angegeben worden. Sie unterscheidet sich von den vorhin mitgetheilten dadurch, dass das zur vollständigen Zersetzung des Schwefelantimons erforderliche Eisen, denselben nicht als Eisenfeile, sondern in einem Zusatze von Kaliumeisencyanür (gelben Blutlaugensalz) dargeboten wird. Levol mengt nämlich 1 Gewichtstheil Schwefelantimon mit 2 Theilen wasserfreiem gelben Blutlaugensalz, bedeckt das Gemenge mit $^1/_2$ Theil gepulverten weissem Cyankalium und schmilzt das Ganze bei Kirschrothgluth in einem Thontiegel. Man soll dadurch aus reinem Antimonglanz bis 72 Proc. Metall erhalten. Der Antimonkönig ist ebenfalls, wie bei der gewöhnlichen Methode, wo man metallisches Eisen anwendet, eisenhaltig, Levol fand bis 3 Proc. darin. Die ausserordentliche Zertheilung, in welcher das Eisen bei dem Levol'schen Verfahren den Sulfuriden dargeboten wird, in Verbindung mit dem Umstand, dass die Reduction bei nicht hoher Temperatur schon vollständig stattfindet, erklären die grössere Ausbeute im Vergleich mit den gewöhnlichen Probirmethoden.

### Gewinnungsmethoden des Antimons.

Der Darstellung des metallischen Antimons geht entweder eine Saigerung der Erze voran, in welchem Falle man aus

---

*) Ann. d. Chem. et de Phys. April 1856. p. 472. Berg- u. hüttenm. Zeitg. 1856. S. 320.

dem erhaltenen Schwefelantimon das Metall darstellt, oder man verarbeitet die Erze direct auf Metall.

Die Aussaigerung des Schwefelantimons aus den beibrechenden strengflüssigen Gangarten erfolgt:

a) in Tiegeln (Töpfen) oder Röhren und

b) in Flammöfen.

Aussaigern in Tiegeln und Röhren. Die Gefässe, in welchen diese einfache Arbeit vorgenommen wird, erhitzt man entweder in offenen Heerden oder in Flammöfen. Ueber die Vortheilhaftigkeit der einen oder der andern Methode müssen Localverhältnisse entscheiden.

Zu Malbosc*) (Ardèche-Depart.) legt man auf einer zubereiteten Heerdsohle einen länglichen Canal von 0,4 Met. Breite und 0,25 Met. Höhe an. In diesen Canal stellt man 25—30 Stück konische, am Boden durchlöcherte Töpfe von 0,33 Met. Höhe und 0,22 Met. oberer Weite in eine Reihe. Jeder Topf wird mit 25 Kilogr. rohem Erze besetzt, den Raum aber um die Tiegel herum füllt man mit Steinkohle und zündet diese durch Reisig an. Man macht gewöhnlich in 40 Stunden 4 Schmelzungen, der Untersatz ist dann gefüllt und die Arbeit muss unterbrochen werden. Die Untersätze werden in zwei genau an einander passende Hälften zerschlagen, damit man sich ihrer nochmals bedienen kann, allerdings geht bei jeder Schmelzung mindestens die Hälfte derselben verloren. Die Töpfe reinigt man dann ebenfalls von den Rückständen, wobei durchschnittlich etwa die Hälfte derselben unbrauchbar wird. Zum Ausbringen von 100 Kilogr. Antimonium crudum sind circa 300 Kilogr. Steinkohle und 40 Kilogr. Holz erforderlich.

Zu Wolfsberg am Harz wird das möglichst gereinigte Grauspiessglanzerz in Thontöpfe mit Oeffnungen am Boden gebracht. Diese Töpfe stehen in einer Reihe zwischen zwei Mauern, welche man aus lose zusammengestellten Steinen aufführt und die zur Zusammenhaltung des Brennmaterials und der Hitze dienen. Der Untersatz jedes Topfes ist mit Asche oder Erde umgeben. Die zurückbleibenden Gangarten halten stets und namentlich wenn das Erz in Folge zu schneller Erhitzung zerbröckelt, mehr oder weniger Schwefelantimon

*) Dumas, angew. Chemie. IV. 146.

mechanisch zurück und zwar enthalten sie $^1/_{10}$ bis $^1/_4$ ihres Gewichts Schwefelantimon. Die ärmeren strengflüssigen Erze erhitzt man jetzt in Tiegeln, welche nebst ihrem Untersatze in einem Flammofen sich befinden. *)

Zu La-Lincouln im Haute-Loire-Depart. hat man einen kreisrunden Ofen mit einer bis zur Mitte desselben gehenden Feuerung und 4 unter rechten Winkeln gegen einander gerichteten Füchsen, welche sich über dem Gewölbe des Ofens vereinigen. Der Ofen fasst 75 thönerne, konische Töpfe von 19 Zoll Höhe, 11 Zoll oberem und 9 Zoll unterem Durchmesser. Der mit 5 Löchern versehene Boden steht auf einem bauchigen Untersatz von 9 Zoll Höhe und 10 Zoll oberer Weite. In jeden dieser Töpfe kommen 40 Pfd. Erz und zwar zu unterst $^1/_3$ reicheres, hierauf $^1/_3$ mit Gangart gemengtes und oben $^1/_3$ armes. 1 Stunde lang hält man die Temperatur niedrig, um das Zerspringen der Erzstücke so viel als möglich zu verhindern, dann feuert man 3 Stunden stärker, die letzten 2 Stunden aber wieder schwächer, um möglichst wenig Metall zu verflüchtigen. Nach 20—24stündiger Abkühlung nimmt man aus jedem Untersatze den 20—24 Pfd. schweren Kuchen von Schwefelantimon heraus. Auf 3000 Pfd. Erz verbraucht man 15—16 Cubik-Fuss Birkenholz und bringt gegen 50 Proc. Schwefelantimon aus. Der Verbrauch an Töpfen ist nicht unbedeutend.

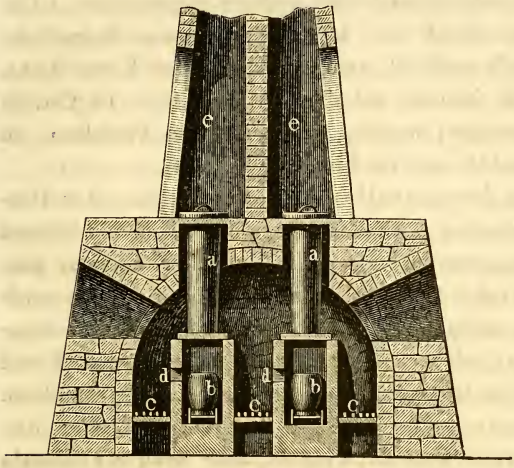
Zu Schmöllnitz in Ungarn wendet man ebenfalls runde Oefen an, bei denen die Tiegel auf einem Untersatze stehen, der eine Verlängerung nach aussen hat, welche in einen bedeckten Tiegel zur Seite einmündet. In Bezug auf Brennmaterialersparung geben diese Oefen ziemlich günstige Resultate.

Auf der schon früher erwähnten Hütte zu Malbosc wendet man jetzt auch Oefen an, in welchen das Aussaigern in stehenden Röhren ausgeführt wird. Diese Oefen, deren Construction aus beistehender Figur 1 zu ersehen, empfehlen sich ebenfalls durch geringen Aufwand von Brennmaterial, wohlfeile Arbeitslöhne und Geringhaltigkeit der Rückstände. Jeder Ofen hat 4 Cylinder, von denen jeder 500 Pfd. Erz fasst und etwa

*) Lampadius schlägt in seinen neuern Fortschritten im Geb. der gesammten Hüttenkunde, Freibg. 1839, S. 245 ein Verschmelzen der Rückstände vom Antimonsaigerprocess mit einem Zuschlage von Glaubersalz über einen Krummofen vor.

3 Wochen aushält. Die Cylinder stehen auf einem Teller, in welchem sich ein Loch zum Ausfliessen des Schwefelantimons befindet. Das abfliessende Schwefelantimon muss eine bläuliche, nie eine rothe Farbe zeigen, indem sonst die Temperatur zu hoch ist. Nach 3 Stunden werden die Rückstände aus den Cylindern entfernt, und zwar entweder von oben von der Ofendecke aus, oder unten durch einen im Cylinder gelassenen Ausschnitt, der während der Saigerung mittelst eines Thonpfropfes verschlossen ist. Man bringt circa 50 Proc. Schwefelantimon aus und braucht auf 100 Theile erzeugtes Schwefelantimon 64 Theile Steinkohle. Dieses zu Malbosc eingeschlagene Verfahren stellt sich weit vortheilhafter heraus, als das Seite 5 erwähnte, denn es kosten bei letzterem 100 Kilogr. ausgebrachtes Schwefelantimon an Arbeitslohn 2,21 Fr. und an Brennmaterial 6,34 Fr., während dasselbe Ausbringen bei dem in Rede stehenden Verfahren nur 1,53 Fr. Arbeitslohn und 1,28 Fr. Brennmaterial erfordert.

Fig. 1.




Aussaigern in Flammöfen. Diese Methode der Aussaigerung empfiehlt sich besonders durch ihre Wohlfeilheit, ist indess mit einem grossen Verluste durch Verflüchtigung verbunden und nur dann anwendbar, wenn die Erze höchst geringe Gewinnungskosten verursachen und es mehr darauf ankommt, Zeit und Brennmaterial zu sparen, als möglichst viel Schwefelmetall aus dem Erze darzustellen. Das Erz wird auf den geneigten Heerd eines Flammofens gebracht, der nach Art eines Treibheerdes eingerichtet sein kann und nur an seinem tiefsten Punkte eine Stichöffnung haben muss. Das

im Anfange sich aussaigernde Schwefelmetall fliesst stets durch die offenbleibende Stichöffnung aus dem Ofen ab. Gegen das Ende des Processes, wenn sich eine Schlackendecke gebildet hat, verschliesst man die Stichöffnung und feuert stärker. Das noch im Erze zurückgebliebene Schwefelmetall sammelt sich unter der Schlackendecke und wird endlich abgestochen. Die Schlacke zieht man durch eine in der Seitenmauer befindliche Thüre, welche auch zugleich zum Eintragen des Erzes dient, aus dem Ofen. Es können auf diese Weise 10 — 12 Ctr. in kurzer Zeit ausgesaigert werden. Man hat das Verfahren zu Ramée in der Vendée und zu Linz angewendet.

Darstellung des metallischen Antimons. Zur Darstellung des metallischen Antimons (Regulus Antimonii) können zwei Methoden angewendet werden. Entweder zersetzt man das ausgesaigerte rohe Schwefelantimon (nach Befinden auch das gehörig rein aufbereitete Erz) unmittelbar durch angemessene Zuschläge, oder man röstet das Schwefelmetall und unterwirft die geröstete Masse einem reducirenden Schmelzen.

Die Zersetzung des Schwefelantimons oder des rohen reinen Erzes wird in Tiegeln oder nach Karsten's Vorschlag*) am zweckmässigsten auf dem Heerde eines Flammofens ausgeführt. Das Zersetzungsmittel, welches man dabei anwendet, ist Eisen und zwar Schmiedeeisen. Es entstehen bei hinreichend hoher Temperatur und richtigem Verhältniss zwei Producte, metall. Antimon und Schwefeleisen. 100 Theile Schwefelantimon bedürfen 42 Theile Eisen. Wird das Eisen in grösserer Menge angewendet, so entsteht eine schwer schmelzbare Legierung von Antimon und Eisen und es erfolgt keine vollständige Trennung des Regulus von dem Schwefeleisen. Da indess dieser Reductionsprocess, sobald er möglichst vollständig stattfinden soll, eine ziemlich hohe Temperatur erfordert und dann eine nicht unbeträchtliche Verflüchtigung von Antimon zur Folge haben würde, so setzt man Körper zu, welche mit dem gebildeten Schwefeleisen eine leicht schmelzbare, dünnflüssigere und specifisch leichtere Verbindung geben und dies sind Schwefelalkalimetalle. Man mengt nämlich dem Schwefelantimon schwefelsaures Natron und Kohle

*) Dessen System der Metall. Bd. 4. S. 544.

bei, woraus in der Glühhitze Schwefelnatrium gebildet wird. 100 Schwefelantimon, 42 Eisen, 10 wasserfreies schwefelsaures Natron und $2^1/_2$ Kohle sind als das passendste Verhältniss befunden worden, bei welchem man aber immer nur bis 64 Proc. Antimon erhält. Ein Ueberschuss von Schwefelnatrium veranlasst die Bildung von Sulfantimoniit und sonach einen Verlust an Antimon.

Nach Berthier*) erhält man aus 100 Theilen reinen Schwefelantimon, bei Zusatz von 55—60 Eisenhammerschlag, 50 kohlensauren Natron und 10 Kohle, 65—67 Theile Metall.

Das auf eine der vorerwähnten Methoden dargestellte Metall besitzt nicht diejenige Reinheit, welche in den meisten Fällen bei der technischen Verwendung desselben verlangt wird und muss daher einer Reinigung unterworfen werden. Es enthält am häufigsten, theils von den den Antimonglanz begleitenden Erzen, theils von den zur Zersetzung angewendeten Materialien herrührend, Kupfer, Blei, Eisen, Arsen, Schwefel etc. etc. Die zweckmässigste Methode zur Abscheidung von Kupfer, Eisen, Arsen und Schwefel ist von Liebig**) angegeben worden. Man schmilzt nämlich 16 Th. des unreinen Metalls mit 1 Th. Schwefelantimon und 2 Th. trocknem kohlensaurem Natron eine Stunde lang in einen hessischen Tiegel, trennt nach dem Erkalten die Schlacke von dem Regulus, schmilzt diesen zum zweiten Male mit $1^1/_2$ Theil kohlensaurem Natron eine Stunde lang und endlich auf gleiche Weise zum dritten Male mit 1 Theil kohlensaurem Natron. Die Schlacke vom ersten Schmelzen ist dunkelbraun, die vom zweiten hellbraun, die vom dritten Schmelzen gelblich weiss. Es werden bei diesem Verfahren Kupfer und Eisen durch das zugesetzte Schwefelantimon in Schwefelmetalle verwandelt, welche mit dem entstehenden Schwefelnatrium und dem Natron zu Schlacke schmelzen, das Arsen aber wird durch den Sauerstoff des Natrons zu Arsensäure oxydirt und geht mit Natron verbunden ebenfalls in die Schlacke. Die völlige Abscheidung des Arsens erfolgt nicht eher, als bis alles Eisen als Schwefel-

*) Dessen Handbuch der metall.-analyt. Chemie, übers. von Kersten. Bd. 2. S. 460.

**) Ann. d. Pharm. 19, 22. 22, 58.

eisen entfernt ist, man muss daher, um ein vollkommen arsenfreies Antimon zu erhalten, in den Fällen, wo der Regulus sehr viel Eisen und daher keinen oder nur wenig Schwefel enthält, den Zusatz von Schwefelantimon verstärken (auf 16 Schwefelantimon, 4 Schwefelantimon und 4 kohlensaures Natron). Namentlich bei der letzten Schmelzung hat man dahin zu sehen, dass keine Kohle in den Tiegel fällt, indem sonst Arsen aus der eisenhaltigen Schlacke reducirt wird.

Ein Bleigehalt lässt sich aus dem metallischen Antimon auf trocknem Wege nicht entfernen. Nach Mitscherlich kann man das Schwefelantimon, welches zur Darstellung von metallischem Antimon verwendet werden soll, dadurch von Blei befreien, dass man 100 Theile mit ohngefähr 4 Theilen Eisen zusammenschmilzt, wobei ein Regulus fällt, der neben Antimon das Blei und solche Metalle enthält, die leichter reducirbar sind als Antimon.

Kalium und Natrium können aus dem Antimon durch Schmelzen desselben mit Salpeter und Antimonoxyd entfernt werden.

Bei der Darstellung des metallischen Antimons aus gerösteten Erzen wird das Röstgut mit Reductions- und Entschwefelungsmitteln geschmolzen, das hierbei erhaltene, stets noch unreine Product aber unter Zusatz alkalihaltiger Flussmittel durch Umschmelzen gereinigt. Von Simonin ist in neuerer Zeit über diese Gewinnungsmethode des Antimons im Grossen, in einer Beschreibung der Antimonhütte zu Septèmes im Departement du Rhône ausführlich Mittheilung gemacht worden.*)

Die Erze, welche man an diesem Orte verhüttet, sind Antimonblüthe ($\ddot{S}b$), Rothspiessglanzerz ($2\dddot{S}b + \ddot{S}b$) und Antimonglanz, und kommen, die oxydirten Erze vorzugsweise aus der Provinz Constantine, die geschwefelten hauptsächlich aus Korsika und Toskana, zum Theil auch aus Algier. Die beibrechenden Gangarten sind Kalk, Thon, Schiefer, auch wohl Quarz. Die oxydirten Erze halten nach der trockenen Probe gegen 60 Proc. Antimon, die geschwefelten 45—55 Proc.

*) Bulletin de la société de l'industrie min. Tome. III. livr. 4. p. 577. Hier aus der Berg- und hüttenm. Zeitg. 1859. Nr. 21.

Behufs der Röstung wird das sehr fein gemahlene und gesiebte Erz in Posten von 250—300 Kilogr. in einen Röstofen gebracht, dessen horizontaler Heerd eine eiförmige Gestalt von circa 2,5 Met. Länge und 1,4 Meter grösster Breite hat; zu beiden Seiten des Heerdes liegt eine Feuerung von 1,6 Met. Länge und 0,35 Met. Breite. Die flüchtigen Röst- und Verbrennungsproducte ziehen durch eine Oeffnung in der Nähe der Arbeitsthür nach der Esse. Vor der Arbeitsöffnung befindet sich zum Schutze der Arbeiter gegen die Antimondämpfe ein 2 Met. langer und 0,8 Met. breiter Schornstein. Die Hütte hat drei solcher Röstöfen. Die Röstung wird so geführt, dass im Anfange die Thüren geschlossen bleiben; nach etwa 2 Stunden öffnet man den Ofen, bricht das Röstgut auf, rührt es bei sehr mässigem Feuer fortwährend bis zum Ende der Arbeit, d. i. sobald die Entwickelung der Antimondämpfe aufhört, um, wozu 6 Stunden erforderlich sind. Das Schwefelantimon verwandelt sich in das sogenannte Spiessglanzglas, eine Verbindung von Antimonoxyd und Schwefelantimon, welche keine constante Zusammensetzung hat. Bei gut geleiteter Röstung sollen sich höchstens 2 Proc. Antimon verflüchtigen.

Das Röstgut wird hierauf mit ungerösteten, oxydirten Erzen vermengt, dem Schmelzprocess unterworfen. Die Schmelzöfen, deren auf der Hütte 2 sind, haben eine eirunde Form wie die Röstöfen; der Heerd ist 2,4 Met. lang und 1,6 Met. in der Mitte, an der Feuerbrücke aber 1 Meter breit. Er ist stark concav, von der Rückwand des Ofens gegen den Stich zu geneigt und besteht aus feuerfesten Barnsteinen. Das Gewölbe enthält eine verschliessbare Oeffnung zum Einlassen der Zuschläge. Unter der an der Vorderseite befindlichen Arbeitsöffnung liegt der Stich, davor in der Hüttensohle ein Stichheerd von 0,8 Meter Durchmesser. Jeder Schmelzofen steht durch einen besonderen Schornstein und eine Art Fuchs mit dem Hauptschornsteine der Hütte in Verbindung. Ehe der Rauch aber in diesen treten kann, muss er einen Canal, den sogenannten Condensator, durchziehen, dessen Länge 300 bis 380 Fuss beträgt. Hier lagert sich noch eine ziemliche Menge Hüttenrauch ab, der von Zeit zu Zeit gesammelt und zum Schmelzen zurückgegeben wird. Sein Gehalt an Antimon geht bis zu 50 Proc. Trotz diesen Condensators entweicht

aus dem Hauptschornsteine immer ein dicker weisser Qualm, der einen ziemlich starken Verlust durch Verflüchtigung anzeigt. Dieser Verlust erreicht oft 14—15 Proc. des ganzen im Erze enthaltenen Metalls.

Das geröstete Erz wird mit ungerösteten oxydirten Erzen gemengt in den Schmelzofen gebracht und zwar besteht der Posten für eine Charge aus 180—250 Kilogr. rohem und geröstetem Erz, Hüttenrauch etc., 40—50 Kilogr. Zuschlägen von Kochsalz, Soda und Glaubersalz, letztere beide jedoch nur in sehr geringer Menge und Glaubersalz meist gar nicht, 30 bis 35 Kilogr. Holzkohlenklein und 100—150 Kilogr. Schlacken von der vorigen Charge. Zuerst lässt man die Zuschläge durch die obere Oeffnung in den Ofen ein oder wirft sie mit der Schaufel durch die Arbeitsthür; nach circa 1 Stunde sind dieselben in gutem Fluss, worauf man die übrigen Bestandtheile der Beschickung, die auf der Hüttensohle vorgerichtet waren, durch die Arbeitsthür hinzubringt. Es geschieht dies aber nach und nach, indem man etwa alle Viertelstunden eine Schaufel voll (circa 20 Kilogr.) in den Ofen wirft. Der Arbeiter rührt während dessen das Schmelzgut um und entfernt den gebildeten Schaum. Man verstärkt endlich das Feuer und sticht ab.

Der chemische Vorgang bei diesem Schmelzprocesse ist folgender: Im Anfange wird sowehl das oxydirte Erz wie auch das Oxysulphuret durch die Kohle und die Soda reducirt, die fremden Metalle werden dabei grösstentheils als Schwefelmetalle und Chlorüre in die Schlacke geführt, indem sie durch das Kochsalz und das in Schwefelnatrium übergegangene Glaubersalz reducirt werden. Die Soda dient ausserdem zur Verschlackung der Gangarten und wirkt, wie auch die übrigen Zuschläge, als Flussmittel. Indem diese ferner das geschmolzene Metall bedecken, verhindern sie Verlust an Metall, sowohl durch Oxydation, wie durch Verflüchtigung.

Je nach Umständen dauert die ganze Operation 4 bis 6 Stunden und man verbraucht 250—300 Kilogr. Brennmaterial (ein Gemenge von Braun- und Steinkohlen) für jede verarbeitete Schmelzpost.

Da das Kochsalz nicht nur wegen der Steuer ein kostspieliger Zuschlag ist, sondern auch sehr zerstörend auf die

Sohle und die inneren Wände des Ofens einwirkt, so hat man seine Zuflucht zu den Rückständen der Salpeterraffinerie als Zuschlag genommen. Diese Rückstände bestehen namentlich aus Chlorkalium, Kochsalz und Chlormagnesium mit verschiedenen salpetersauren Salzen und eignen sich zu dem angegebenen Zwecke in derselben Menge wie das Kochsalz, kosten am Orte aber bedeutend weniger als letzteres.

Der bei der Schmelzung erhaltene Antimonkönig wird zugleich mit den erstarrten Schlacken aus dem Stichheerd gehoben, nachdem man diese entfernt hat, schlägt man das Antimon in Stücke.

Das erhaltene Product ist noch unrein und muss, um verkäuflich zu werden, durch Umschmelzen gereinigt werden. Dieses Umschmelzen erfolgt in feuerfesten Tiegeln, welche auf der Sohle eines Flammofens (Raffinirofens) stehen. Die Tiegel werden auf der Hütte aus feuerfestem Thon gefertigt, halten aber dennoch meist nur 5—6 Operationen aus, selten bis 10. Der Raffinirofen hat eine ebene Sohle von der Form einer der Länge nach durchgeschnittenen Tonne, vorn und hinten an der geraden Seite 1,2 Met., in der Mitte 1,5 Met. breit und 2,1 Met. lang. Die Sohle liegt 0,15 Met. unter der Feuerbrücke. Die Höhe des Gewölbes über dem Heerde ist in der Mitte 0,5 Met., hinten 0,25 Met., über der Feuerbrücke 0,2 Meter. Aus der hinteren linken Ecke des Heerdgewölbes geht der Fuchs in eine Esse. Der Rost ist 1,5 Met. lang, 0,5 Met. breit und liegt 0,4 Met. unter dem Gewölbe. Die Arbeitsöffnung an der vorderen bauchigen Seite des Heerdes ist 0,5 Met. breit. Die Tiegel, welche erst kurz vor Beginn der Operation aus dem Vorwärmofen kommen, werden auf der Sohle des Raffinirofens aufgestellt, ungefähr 20 an der Zahl. Jeder erhält gegen 22 Kilogr. Metall. Dazu giebt man, um die Raffination zu erleichtern, als Flussmittel 6 bis 8 Kilogr. schwefel- und kohlensaures Natron, vermischt mit etwas Kochsalz und sehr reinem oxydirten Antimonerz. Der Ofen wird bis zur schwachen Rothgluth geheizt und möglichst gleichmässig auf dieser Temperatur erhalten. Die Arbeit dauert durchschnittlich 6 Stunden und man verbraucht 200—250 Kilogr. Kohle. Wenn sie beendet ist, giesst man den Inhalt der Tiegel in Formen und setzt sie wieder in den Vorwärmofen.

Die Antimonbrode wiegen 10—12 Kilogr., man befreit sie nach dem Erkalten von der sie überdeckenden Schlacke, welche sehr reich an Antimon ist und die Bildung der farrnkrautähnlichen Zeichnungen auf der Oberfläche des Antimons zu begünstigen scheint, die man als Zeichen der Reinheit desselben ansieht, und bringt sie als raffinirtes Antimon in den Handel.

Ausser der eben beschriebenen Verarbeitung im Flammofen hat man zu Septèmes noch eine Darstellung von Antimon im Schachtofen mit gutem Erfolge versucht. Man unterwirft dieser Methode nur ärmere und unreinere Erze, welche sich nicht mit Vortheil im Flammofen verarbeiten lassen.

Die Erze, welche einen mittleren Gehalt von 30—40 Proc. haben, werden separirt und fein gepocht, hierauf aber in einen grossen Röstofen für Bleierze geröstet. Dieser Ofen ist 4 Met. breit, 4,5 Met. lang, an der Feuerbrücke 1 Met. und am Fuchs 0,4 Meter hoch. Die Sohle des Heerdes ist horizontal. Man röstet auf einmal 1000 Kilogr. Erz und zwar 6 Stunden lang, wozu 200 Kilogr. Kohle erforderlich sind. Das Erz nimmt 12 Proc. an Gewicht ab, der Verlust an Antimon beträgt 2 Proc.

Das so geröstete Erz wird in einem 3förmigen Schachtofen, der von der Form bis zur Gicht 3,3 Met. hoch, 0,8 bis 0,9 Met. tief, sowie 0,6 Met. und als Spurofen mit verdecktem Auge zugemacht ist, verschmolzen. Man setzt in 24 Stunden 2000—2500 Kilogr. Erz durch und verbraucht dabei 1000 bis 1250 Kilogr. Kokes. Als Product fällt ein unreines Metall mit 92—95 Proc. Antimon. Dieses unreine Metall wird dann raffinirt.

Als Zuschlag braucht man nur Kochsalz und zwar 10 bis 12 Proc. In einer Charge werden 300 Kilogr. Metall mit 30—35 Kilogr. Salz verschmolzen und man nimmt in 24 Stunden 8 Operationen vor. Oft genügt eine Schmelzung nicht, um das Metall rein zu erhalten, man muss sie in diesem Falle wiederholen.

Die Vortheile der Schachtofenarbeit gegen die erste Methode bestehen darin, dass sie ausser den verringerten Hüttenkosten auch ein besseres Ausbringen gestattet, beides aber nur bei armen Erzen, die im Flammofen nicht verwendbar sind.

Die Hüttenkosten betragen bei der Flammofenarbeit pro 100 Kilogr. Metall circa 41,5 Frcs., beim Verschmelzen im Schachtofen aber nur 36,5 Frcs.

Anwendung des Antimons. Das Antimon findet nur eine verhältnissmässig geringe Verwendung. Am häufigsten wird es benutzt zur Darstellung der Buchdruckerlettern (4—5 Theile Blei, 1 Theil Antimon), zur Anfertigung von Britannia-Metall (9 Theile Zinn, 1 Theile Antimon), Queen's Metall (9 Zinn, 1 Antimon, 1 Wismuth, 1 Blei), Pewter (100 Zinn, 8 Antimon, 2 Wismuth, 2 Kupfer oder 100 Zinn und 17 Antimon). In neuerer Zeit wird es mehrfach zu Metallcompositionen für die Achslager von Eisenbahnfahrzeugen verwendet und zwar zu den sogenannten Weissgusslagern. Die Zusammensetzung derselben besteht hauptsächlich aus Zinn und Blei mit 3—11 Proc. Kupfer und 6—20 Proc. Antimon. Von Simonin ist es in dem oben angeführten Aufsatze über die Antimonhütte zu Septèmes zum Ueberziehen von Eisenblech und anderen Eisenwaaren anstatt des Zinks oder Zinns vorgeschlagen werden; auch sollen nach Demselben nicht ungünstige Versuche gemacht worden sein, aus dem Antimon eine das Blei- oder Zinkweiss ersetzende weisse Farbe darzustellen. Der medicinische Verbrauch des Antimons ist nur von geringem Belange.

---

## II. Wismuth.

Eigenschaften. Das Wismuth ist von röthlich zinnweisser Farbe, stark glänzend und auf dem Bruche blättrig krystallinisch. Es ist mittelmässig hart, spröde, so dass es leicht in Pulver verwandelt werden kann, jedoch bei vorsichtigen Hämmern etwas dehnbar. Sein specifisches Gewicht ist im rohen Zustande nach Scheerer und Marchand 9,783, im chemisch reinen Zustand 9,799 bis 19° C. Nach Denselben nimmt das specifische Gewicht dieses Metalls nach starkem Druck eher ab als zu. Es schmilzt nach Crighton bei 249° C., nach Erman bei 265° C.; hierauf abgekühlt, erstarrt es unter Ausdehnung von wenigstens $^1/_{32}$. In hoher Temperatur verdampft es. Das in den Handel kom-

mende Wismuth enthält gewöhnlich etwas Schwefel, Arsen, Eisen, Nickel und andere Metalle, von denen es zum Theil durch anhaltendes Schmelzen mit einer geringen Menge Salpeter, befreit werden kann. Um es schön krystallisirt zu erhalten, schmilzt man nach Quesneville käufliches Wismuth in einen Tiegel und fügt von Zeit zu Zeit etwas Salpeter unter Umrühren hinzu, bis nach längerem Erhitzen bei einer zur Schmelzung des Salpeters hinreichenden Temperatur eine herausgenommene Probe an der Luft nicht mehr eine blaue, violette oder rosenrothe, beim Erkalten verschwindende Farbe erhält, sondern sich grün und goldgelb färbt (ein Beweis der erfolgten Oxydation der fremden Metalle), und diese Farben behält. Man reinigt hierauf die Oberfläche, legt auf den Deckel des Tiegels einige Kohlen, lässt so erkalten und wenn sich eine starre Kruste gebildet hat, durchstösst man diese und giesst das im Innern noch flüssige Metall aus. Nach dem Zerschlagen des Tiegels und dem Zersägen der Metallmasse findet man die Höhlung derselben mit schönen und grossen Krystallen (dem Hexaëder sehr nahe stehenden Rhomboëdern) angefüllt.

### Von den Wismutherzen und dem Probiren derselben.

Wismutherze. Das Wismuth gehört zu den seltener vorkommenden Metallen und zwar kommt es dann meist im gediegenen (regulinischen) Zustande vor, selten als Oxyd (Wismuthocker, $\ddot{B}i$) und in Verbindung mit Schwefel (Wismuthglanz, $\ddot{\ddot{B}}i$). Andere Verbindungen des Wismuths mit Tellur, Phosphorsäure, Kieselsäure etc. gehören zu den mineralogischen Seltenheiten. Als eigentliches Wismutherz ist nur das gediegene Wismuth zu betrachten. Dasselbe findet sich fast stets auf Gängen im Ur- und Uebergangsgebirge, und zwar vorzugsweise häufig mit Kobalt- und Nickelerzen, so z. B. bei Schneeberg im sächsischen Erzgebirge auf den dasigen Kobalterzgängen, welche im Thonschiefer, Glimmerschiefer und Granit aufsetzen. Das gediegene Wismuth ist nächst dem Speisskobalt auf diesen Gängen das häufigste Erz, und findet sich derb und eingesprengt in Quarz, Hornstein, Kalkspath und Speisskobalt oder mit diesen Mineralien unregelmässig vermengt in den verschiedenartigsten Formen (baumförmig, gestrickt etc.)

Probirverfahren. Die Bestimmung des Wismuthgehaltes eines Erzes, welches dieses Metall nur im gediegenen Zustand enthält, kann durch Aussaigerung in derselben Weise erfolgen, wie früher bei der Probe auf Schwefelantimon S. 3 angegeben ist. Man nimmt zu dieser Probe 1 Pfd. Erz in nussgrosse Stücke zerkleint. Da diese Probirmethode die grösste Aehnlichkeit mit der Zugutemachung der Wismutherze im Grossen hat, so kann sie als Anhalten für die Werthabschätzung eines zur Verhüttung bestimmten Erzes dienen. Auf Genauigkeit kann die Methode indess wenig Anspruch machen, da nicht zu vermeiden ist, dass Kügelchen des Metalls in und zwischen den Erzstückchen zurückbleiben.

Enthält das Erz ausser erdigen Bestandtheilen nur gediegen Wismuth, vielleicht mit Wismuthglanz oder Wismuthocker, so wird von einer richtig genommenen Durchschnittsprobe ein Probircentner*) abgewogen, mit dem zwei- bis dreifachen Gewicht schwarzen Flusses und 50—100 Proc. Boraxglas gemengt und mit einer sehr starken Kochsalzdecke bedeckt in einen Tiegel bei nicht zu starker Hitze, wegen der leichten Verflüchtigung des Wismuths in hoher Temperatur, geschmolzen. Sind freilich, wie diess nicht selten der Fall ist, fremde Metalle, z. B. Zinn, Kupfer, Blei im Erze mit enthalten, so muss der Wismuthgehalt in dem ausgeschiedenen Metallkorn durch eine Analyse desselben auf nassem Wege bestimmt werden, da sich die genannten Metalle mit reduciren.

In wismuthhaltigen Kobalt- und Nickelerzen kann der Wismuthgehalt ziemlich genau nach folgendem Verfahren ermittelt werden. Sind, wie diess gewöhnlich der Fall, Nickel und Kobalt an mehr Arsen gebunden, als in der Verbindung von $(Ni, Co)^2 As$, so müssen sie zunächst von diesem Ueberschusse befreit werden; es geschieht diess durch vorsichtiges Erhitzen des abgewogenen Probircentners Erz in einem verschlossenen Tiegel, welcher auch später zur Schmelzung verwendet werden kann. Auf die erkaltete, gewöhnlich zusammengesinterte Masse, schüttet man ein 10—25 Probirpfund wiegendes Stückchen Eisen, sowie eine genau abgewogene

*) Die Grösse des bei dokimastischen Proben angewendeten sogenannten Probircentners ist verschieden. So ist derselbe z. B. am Harz = 3,654 Gramm, in Freiberg = 3,75 Gramm, in Przibram = 10 Gramm.

Menge Probirblei, welche ungefähr der vierfachen Menge des etwa zu erwartenden Wismuthgehaltes entspricht. (Dieser Zusatz von Blei ist nothwendig, indem sonst das spröde Wismuth nicht leicht von den ebenfalls sich ausscheidenden spröden Arsenmetallen zu trennen ist.) Auf die so vorgerichtete Probe giebt man ein Gemenge von 2 Probircentnern schwarzen Fluss mit $^1/_2$ bis 1 Ctr. Boraxglas und zuletzt eine Kochsalzdecke, auf welche noch ein Stückchen Holzkohle gelegt wird. Der bedeckte Tiegel wird hierauf einer halbstündigen starken Rothgluth ausgesetzt. Nach dem Erkalten und Zerschlagen desselben zeigt sich unter der gutgeflossenen Schlacke ein Korn von Arsenmetallen, an welchem sich entweder unten, oder wie es meist der Fall ist, an der Seite, das zugesetzte Blei mit dem in der Probe enthaltenen Wismuth befindet. Durch einige vorsichtige Schläge zerspringt das Arsenmetallkorn in mehrere Stücke und die Legirung von Blei und Wismuth wird so weit frei, dass sie von den noch anhängenden Arsenmetalltheilen leicht vollständig gereinigt und ausgewogen werden kann. Das Mehrgewicht des Bleies zeigt den Gehalt an Wismuth an. Da jedoch von dem zugesetzten Blei erfahrungsmässig nur etwa 96 Proc. wieder erhalten werden, so muss diess bei der Berechnung des Wismuthgehaltes mit berücksichtigt werden.

Enthält das zu untersuchende Erz ausser Wismuth noch Kupfer und Blei, so ist, das Kupfer anlangend, ein Gehalt des Königs an diesem Metall nur dann zu befürchten, wenn, was aber höchst selten der Fall sein wird, dieses Metall sich nicht als Schwefelverbindung im Erz befindet, indem es sonst als solches fast vollständig in die Schlacke übergeführt wird. Zur Bestimmung des Wismuthgehaltes bei einem gleichzeitigen Bleigehalt des Erzes giebt es kein anderes Mittel als die Zerlegung des erhaltenen Metallgemisches auf nassem Wege. Man lösst dasselbe in verdünnter Salpetersäure auf, setzt zur Auflösung Schwefelsäure und dampft das Ganze so weit ab, bis die freie Schwefelsäure zu verdampfen anfängt. Nach dem Erkalten und Verdünnen mit Wasser, filtrirt man das schwefelsaure Bleioxyd ab, süsst es aus, trocknet, glüht und wiegt es. Das aus dem gefundenen Gewichte berechnete metallische Blei (100 Theile schwefelsaures Bleioxyd = 68,3 Blei) von dem

Gewichte des Metallgemisches abgezogen, ergiebt den Wismuthgehalt. Zur Controle kann man das in die Lösung übergegangene Wismuth durch kohlensaures Ammoniak ausfällen, abfiltriren und das getrocknete und zusammengewickelte Filtrum in eine Probirtute bringen, circa 1 Probircentner schwarzen Fluss darauf schütten, sowie eine Kochsalzdecke geben. Die Tute braucht höchstens $^1/_4$ Stunde eine mässige Glühhitze zu erhalten. Das Wismuth findet sich nach dem Erkalten und Zerschlagen der Tute als Korn am Boden derselben.

Auch mit Hülfe des Löthrohrs lässt sich der Wismuthgehalt eines Erzes ziemlich genau ermitteln. Von im Grossen aufbereiteten Kobalt- und Nickelerzen, welche gediegen Wismuth eingemengt enthalten, ebenso von erdigen Gangmassen mit eingesprengtem Wismuth, wird 0,1 Gramm (1 Löthrohrprobircentner) in ein Thontiegelchen*) geschüttet und wenn, wie oben bemerkt, Kobalt und Nickel in den Erzen an mehr Arsen gebunden sind, als in der Verbindung von $(Ni, Co)^2As$., der Ueberschuss durch schwaches Erhitzen des zuvor bedeckten Tiegels mit der Löthrohrflamme entfernt. Auf die nach Befinden so vorbereitete Substanz bringt man, je nachdem ein niedriger oder hoher Wismuthgehalt zu vermuthen, 50—200 Milligr. feines Silber in Stückchen oder Körnern und ein circa 50 Milligr. schweres Stückchen Eisendraht, mengt, wenn die Substanz nicht gesintert war, 0,3 Gramm Fluss- und Reductionsmittel**) darunter und bedeckt das Ganze mit circa 600 Milligr. abgeknisterten Kochsalz. Den auf diese Weise gefüllten Thontiegel setzt man in eine der Form des Tiegels entsprechend ausgehöhlte prismatische Holzkohle, die zur bessern Handhabung in einem sogenannten Kohlenhalter sich eingespannt befindet und in welcher der Tiegel durch einen Ring von Eisen- oder Platindraht in seiner Lage erhalten wird, und verdeckt endlich das Ganze mit einer etwas aus-

*) Wegen der speciellen Beschreibung der zu diesen Proben erforderlichen Apparate muss auf Plattner's Probirkunst mit dem Löthrohr, III. Aufl. 1853, verwiesen werden.

**) Bestehend aus einem Gemenge von:

| | | |
|---|---|---|
| 10 | Gewichtstheilen | kohlensaurem Natron, |
| 13 | „ | „ Kali, |
| 5 | „ | Boraxglas, |
| 5 | „ | trocknem Stärkemehl. |

gehöhlten und durchbohrten, ebenfalls prismatischen Kohle. Nach circa 5 Minuten langer Einwirkung einer kräftigen Löthrohrflamme, welche durch eine Oeffnung in der untern Kohle in den innern Raum und zwar auf den untern Theil des Tiegels geleitet wird, ist die Schmelzung beendet.

Wenn die Substanz ausser Wismuth, Arsenverbindungen von Nickel und Kobalt enthält, so findet man nach dem Erkalten und Zerschlagen des Tiegels am Boden desselben eine aus 2 verschiedenen Metallgemischen bestehende Kugel, einem weissen, mehr oder weniger ductilen von Silber und Wismuth und einem grauen spröden von Arseneisen, -nickel und -kobalt. Das erstere Metallkorn wird durch vorsichtiges Umschmelzen mit etwas Boraxglas auf Kohle von etwa anhängenden Schlacken- und Arsenmetalltheilen gereinigt und ausgewogen. Das Gewicht des zugesetzten Silbers abgezogen, giebt den Gehalt an Wismuth im Erz.

Auf dieselbe Weise probirt man Erze, in denen sich das Wismuth als Schwefelwismuth oder im oxydirten Zustande befindet. Enthalten diese Erze gleichzeitig Kupfer, so muss dasselbe, wenn es nicht als Schwefelkupfer vorhanden, durch Erhitzen der abgewogenen Menge im Tiegel, mit 0,1 Gr. Schwefel, in diese Verbindung übergeführt werden. Das Kupfer wird dann, wie schon erwähnt, fast vollständig verschlackt. Ein gleichzeitiger Gehalt des Erzes an Blei macht ebenfalls eine Untersuchung des erhaltenen Metallkornes auf nassem Wege nothwendig. Sie geschieht am zweckmässigsten durch Schmelzen desselben mit doppelt schwefelsaurem Kali in einem Platinlöffel, bis es sich völlig gelöst hat. Nach dem Erkalten behandelt man das geschmolzene Salz mit warmen Wasser, wodurch sich schwefelsaures Silberoxyd und schwefelsaures Kali lösen, während schwefelsaures Bleioxyd und schwefelsaures Wismuthoxyd zurückbleiben. Diesen Rückstand reinigt man durch mehrmaliges Aufgiessen von Wasser. Zur Trennung beider Salze setzt man endlich dem Wasser etwas Schwefelsäure zu, kocht und filtrirt das allein zurückbleibende schwefelsaure Bleioxyd ab, trocknet und wiegt es. Der Gehalt an Wismuth ergiebt sich aus der Differenz. Ein Antimongehalt des Erzes kann durch vorheriges Rösten des Erzes unschädlich gemacht werden.

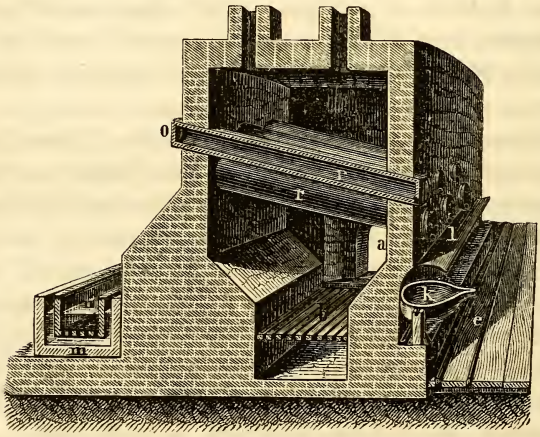
### Gewinnungsmethoden des Wismuths.

Das Wismuth wird stets durch Aussaigerung gewonnen. Am unvollkommensten erfolgt diese in offenen Rösthaufen, wie es indess nur selten noch geschieht. Die Gewinnung des Wismuths kann dann blos Nebensache sein und kommt es hauptsächlich nur auf die Benutzung der ausgesaigerten Erze an. Die durch Handscheidung aufbereiteten Erze werden zu diesem Behufe auf einem aus Reisig oder anderen Holzabfällen bereiteten Rostbette, einige Fuss hoch, aufgestürzt, so dass das in dem Erze befindliche Wismuth beim Anzünden des Rostes ausschwitzt, und sich auf die Sohle des Rösthaufens begiebt. Hier sammelt sich das Metall in der Asche in einzelnen grösseren und kleineren Körnern. Nach erfolgtem Erkalten und Abtragen des Rostes wird die Asche zusammengekehrt und geschlämmt, um die Metallkörner von der Asche und den Kohlen zu reinigen. Bei dieser unvollkommenen Arbeit bleibt viel Wismuth im Erz zurück, und das ausgeschmolzene Metall ist mit Erztheilen ungemein verunreinigt, weshalb es umgeschmolzen werden muss.

Vollkommener ist das Verfahren, die Wismutherze auf einem Saigerheerde oder auch in eisernen Röhren, welche von unten durch das auf einem Roste verbrennende Brennmaterial erhitzt werden, auszuschmelzen. Bei Anwendung von Saigerheerden (s. Bd. I. Fig. 29) werden die Erze auf die eisernen Platten gelegt und dann durch aufgelegte und angezündete Kohlen in Glühhitze gebracht. Der Sammelkasten, in welchen das Wismuth rinnt, wird durch eine einfache Rostvorrichtung in solcher Hitze erhalten, dass das Metall darin sogleich durch Abschäumen gereinigt werden kann. Auf die eben erwähnte Weise gewinnt man das Wismuth aus derjenigen Speise, welche bei der Verarbeitung wismuthhaltiger Kobalterze auf Smalte sich abscheidet. Den Saigerheerd hat man wohl auch mit einem Gewölbe umspannt und mit einer besondern Feuerungsvorrichtung in Verbindung gesetzt, so dass der Ofen die Einrichtung eines gewöhnlichen Flammofens mit geneigtem Heerde erhält, nur dass man die Heerdsohle aus eisernen Platten bestehen lässt, welche in der Mitte des Heerdes, wo sie zusammenstossen, die Rinne bilden, in welcher das ausgesaigerte Wismuth aus dem Ofen fliesst.

Am vollkommensten erfolgt die Aussaigerung in eisernen Röhren, in welche das Erz gebracht wird. Die Röhren liegen über einer Feuerung und haben eine etwas gegen den Horizont geneigte Lage. Das vordere, tiefer liegende Ende ist bis auf eine Oeffnung unten am Boden der Röhre geschlossen. Aus dieser Oeffnung fliesst das Wismuth in einen darunter stehenden eisernen Kessel. Die obere Mündung der Röhre, welche ausserhalb der Rückwand des Ofens liegt, versieht man mit einem Deckel. Sie dient zum Eintragen der zu saigernden und zum Ausziehen der abgesaigerten Erze. Man lässt die Rückstände, indem man sie durch diese Oeffnung herauszieht, über einer schiefen Ebene in Wasser fallen, damit sie schnell erkalten und bei dem abermaligen Besetzen der Röhren mit frischen Erzen nicht im Wege sind. Fig. 2 stellt

Fig. 2.




einen solchen Saigerofen vor, wie er in Schneeberg benutzt wird. Der Ofen enthält in 2 Reihen über einander 11 gusseiserne Röhren *r*, deren Querschnitt aus Fig. 3 zu ersehen.

Fig. 3.

Die Röhren der oberen Reihe, 5 an der Zahl, haben einen kleinern Querschnitt, als die der untern, jene sind nämlich 8 Zoll hoch und in der Mitte 6 Zoll weit, diese 12 Zoll hoch und 8 Zoll weit. Jede Röhre ist 2 Ellen lang. *a* die Schüröffnung, *b* der Rost. Das tiefer liegende Ende jeder Röhre ist bis auf eine kleine Oeffnung zum Ablaufen des ausgesaigerten Wismuths

geschlossen. Letzteres fällt zunächst auf 2 nach der Mitte des Ofens zu geneigte Rinnen *l*, von denen in der Figur nur die eine zu sehen, und gelangt von hier in den um eine Axe drehbaren Kessel *k*, in welchem es durch untergelegte Kohlen flüssig erhalten wird. Von Zeit zu Zeit giesst man das Wismuth in eiserne Pfännchen, welche auf einem mit 4 Rädern versehenen Gestelle stehend, mit Hülfe des Gleises *e* leicht wieder entfernt werden können. Die zum Eintragen des Erzes bestimmte Oeffnung *o* wird während des Processes mittelst eines Blechs verschlossen gehalten. Jede Röhre erhält 20—25 Pfd. Erz. Die Dauer der Saigerung beträgt 15—20 Minuten. Die Feuerung erfolgt mit Scheitholz und braucht man davon in 24 Stunden 2 Klaftern. Die Verbrennungsprodukte entweichen durch mehrere Oeffnungen im Gewölbe des Ofens. Das ausgesaigerte Erz wird mittelst einer Kratze in den Kasten *n* gezogen, welcher am Boden durchlöchert ist und sich in einem zum Theil mit Wasser gefüllten Gefäss *m* befindet. Ist der Kasten mit den Rückständen von der Saigerung gefüllt, so wird er mittelst eines Schwengels gehoben, das Wasser fliesst sofort durch die Löcher am Boden aus und die Rückstände können, nachdem der Kasten auf die Hüttensohle gestellt worden, bequem daraus entfernt werden.

Die in Schneeberg zur Saigerung kommenden Erze enthalten durchschnittlich gegen 12 Proc. Wismuth, von welchen indess nur etwa $^2/_3$ auf die erwähnte Weise gewonnen werden, indem das Uebrige in den Rückständen verbleibt. Werden letztere bei hinreichendem Kobalt- und Nickelgehalte auf diese Metalle weiter verarbeitet, so scheidet sich beim Verschmelzen derselben eine wismuthhaltige Speise ab, aus welcher das Wismuth ebenfalls durch Saigerung, welche aber, wie schon oben erwähnt, auf einem Saigerheerde erfolgt, gewonnen wird.

Von Plattner ist ein mit Steinkohlenfeuerung versehener Wismuth-Saigerofen (Bd. I. Figur 60 a und b) vorgeschlagen worden.

Anwendung des Wismuths. Das Wismuth wird fast nur in Verbindung mit andern Metallen verwendet. Diese Legirungen zeichnen sich durch ihre Leichtschmelzbarkeit aus.

So schmilzt Newton's leichtflüssiges Metall, bestehend aus 8 Th. Wismuth, 5 Th. Blei und 3 Th. Zinn, bei $94\frac{1}{2}^{0}$ C.; Rose's leichtflüssiges Metall — 2 Wismuth, 1 Blei, 1 Zinn — bei $93\frac{3}{4}^{0}$ C. Man verwendet wohl deshalb solche Legirungen als Sicherheitsvorrichtungen bei Dampfkesseln, indem bei zu hoher Spannung der Dämpfe ein Schmelzen der Legirung eintritt und der Dampf durch die entstandene Oeffnung entweichen kann. Eine Legirung aus 3 Th. Blei, 2 Th. Zinn, 5 Th. Wismuth, welche bei $91\frac{2}{3}^{0}$ C. schmilzt, wird zum Abklatschen (Clichiren) von Holzschnitten verwendet. Das Wismuth eignet sich zu diesem Zwecke ganz besonders wegen seiner Ausdehnung beim Erstarren. Es wird ferner bei der Anfertigung von Legirungen zu Zeugdruckformen verwendet und dient endlich als salpetersaures Salz in der Medicin.

---

## III. Zinn.

Eigenschaften. Das Zinn hat eine eigenthümliche bläulich weisse Farbe und lebhaften Glanz. Es ist weich und geschmeidig und lässt beim Biegen einen Ton (Zinngeschrei) hören, welcher von der Verschiebung der Krystalltheile, aus welchen es besteht, herzuleiten ist. Es kann zu äusserst dünnen Platten (Stanniol) ausgedehnt werden. Das specifische Gewicht des reinen Zinns ist 7,285, durch Hämmern und Walzen erhöht sich dasselbe bis zu 7,290. Das meiste im Handel vorkommende Zinn hat wegen der darin enthaltenen Verunreinigungen gewöhnlich ein etwas höheres specifisches Gewicht (7,5 — 7,6), so dass im Allgemeinen das Zinn um so reiner ist, je niedriger sein specifisches Gewicht gefunden wird. Sein Schmelzpunkt liegt nach Crighton bei $228^{0}$ C., nach Kupffer bei $230^{0}$ C.

Die hauptsächlichsten Verunreinigungen des Zinns bestehen in Arsen, Antimon, Wismuth, Blei, Eisen und Kupfer, welche beim Auflösen desselben in Salzsäure grösstentheils als schwarzes Pulver zurückbleiben. Der grösste Theil des Arsens entwickelt sich dabei als Arsenwasserstoffgas und lässt sich durch die Methode von Marsh entdecken. Wird das Zinn durch Salpetersäure oxydirt, so finden sich in

der vom Zinnoxyd abfiltrirten Flüssigkeit die fremden Metalle, welche etwa darin vorkommen. Wolfram und Molybdän, welche auch zuweilen im Zinn enthalten sind, können, das erstere durch Auflösen des Zinns in Salpetersalzsäure, dass letztere durch Auflösen desselben in Salpetersäure, aufgefunden werden. Die gebildete Wolframsäure bleibt nämlich allein zurück und kann so leicht nachgewiesen werden. Das Molybdän geht bei der Behandlung des Zinns mit Salpetersäure in Lösung. Wird die vom Zinnoxyd abfiltrirte Lösung ammoniakalisch gemacht und mit Schwefelammonium im Ueberschuss versetzt, so lösst sich das gebildete Schwefelmolybdän auf und kann nach dem Abfiltriren der Flüssigkeit von den übrigen Schwefelmetallen durch verdünnte Salpetersäure ausgefällt und genauer untersucht werden.

Was übrigens den Einfluss dieser Verunreinigungen auf die Beschaffenheit des Zinns anlangt, so reicht ein Arsenikgehalt von 0,5 Proc. schon hin, den Glanz des Zinns und seine Festigkeit zu vermindern, und die beinahe silberweisse Farbe in eine weissgraue umzuändern. Antimon und Wismuth vermindern zwar nicht den Glanz des Zinns, wenn die Beimengung nicht über 0,5 Proc. steigt, allein sie sind der Geschmeidigkeit desselben in hohem Grade nachtheilig, auch ertheilen sie dem Zinn ein krystallinisches Gefüge. Ebenfalls sehr nachtheilig wirkt eine Verunreinigung mit Blei, eine Beimischung von 1 Proc. ertheilt dem Zinn schon ein mattes Ansehen und eine sehr in's Graue spielende Farbe. Ein Eisengehalt von 0,5 Proc. reicht gleichfalls hin, den Glanz und die Farbe des Zinns unansehnlich zu machen. Ein Kupfergehalt, der bis 1 Proc. steigt, macht das Zinn härter und weniger geschmeidig und wirkt nachtheilig auf die Farbe, ohne indess den Glanz zu vermindern. Wolfram und Molybdän sollen das Zinn nur strengflüssiger machen, ohne dem Glanz und der Festigkeit desselben zu schaden. Beim Ausgiessen von geschmolzenen Zinn in Formen muss mit besonderer Vorsicht verfahren werden, da Glanz und Festigkeit des Metalls ebenfalls von der Temperatur abhängen, welche es im Augenblicke des Ausgiessens besass. Ist das Zinn so stark erhitzt, dass die blanke Oberfläche des Metalls mit Regenbogenfarben spielt, so wird es rothbrüchig, d. h. es zeigt in

der höheren Temperatur vor dem Schmelzen eine geringere Festigkeit. Ist es hingegen beim Ausgiessen zu schwach erhitzt (erkennbar durch das matte Ansehen der entblössten Oberfläche), so behält es nach dem Erstarren die matte Oberfläche und wird kaltbrüchig, d. h. es zeigt in der gewöhnlichen Temperatur eine sehr verminderte Festigkeit. Die richtige Temperatur erkennt man daran, dass die vom aufgestreuten Kohlenstaub entblösste Oberfläche des geschmolzenen Metalls rein und spiegelblank erscheint, ohne Regenbogenfarben und mattes Ansehen zu zeigen.

### Von den Zinnerzen und dem Probiren derselben.

Zinnerze. Das für den Hüttenmann allein wichtige Zinnerz ist der Zinnstein, im reinen Zustande Zinnoxyd mit 78,6 Proc. Zinn. Ausserdem findet sich das Zinn in Verbindung mit Schwefel im Zinnkies $= \dot{Cu}^2\ \ddot{Sn} + (\dot{Fe},\ \dot{Zn})^2\ \ddot{Sn}$, und als unwesentlicher Bestandtheil in mehreren, z. Th. seltenen Mineralien. Der Zinnstein wird theils in Seifenwerken, theils anstehend auf Gängen oder Lagern gewonnen. Während der Erstere durch einen bei der Zerstörung des Gebirges von der Natur selbst ausgeführten Waschprocess fast vollständig von mechanischen Beimengungen anderer Erze befreit ist, findet sich das auf Lagerstätten anstehende Zinnerz fast ohne Ausnahme in Begleitung von Schwefelkies, Kupferkies, Arsenkies, Blende, Wolfram, Molybdänglanz, Eisenglanz, Wismuth etc. etc., welche Bestandtheile die Darstellung von reinem Zinn daraus sehr erschweren und eine sorgfältige Aufbereitung der gewonnenen Erze erfordern.

Probirverfahren. Reinen oder höchstens mit erdigen Substanzen verunreinigten Zinnstein unterwirft man einer Reduction im Kohlentiegel unter Zusatz von 5—25 Proc. Boraxglas und Glas, dem man wohl noch einige Procente Pottasche oder schwarzen Fluss zufügt. Zur Reduction gehört eine, wenigstens 1 Stunde anhaltende heftige Rothglühhitze bis Weissgluth, und muss daher die Schmelzung entweder in einem sehr scharf ziehenden Windofen oder vor dem Gebläse vorgenommen werden.

Die Probe kann auch in der Weise ausgeführt werden, dass man 1 Probircentner reinen Zinnstein mit 15—20 Pfd.

Kohlenpulver mengt und in eine Tute bringt, darauf $2^1/_2$ bis 3 Ctr. reducirendes Flussmittel und je nach den erdigen Bestandtheilen 20 bis 50 Pfd. Borax schüttet, zuletzt aber eine Kochsalzdecke giebt, auf welche ein Stückchen Kohle gelegt wird. Nach etwa $^3/_4$stündiger starker Rothgluth ist die Schmelzung beendet. Der Zusatz an Kohle ist erforderlich, um eine sonst leicht entstehende Verbindung des Zinnoxydes mit den Alkalien zu verhindern. Bei einem zu geringen Zinn- resp. Zinnsteingehalte des zu untersuchenden Erzes ist es zweckmässiger, aus einer gewogenen grösseren Quantität, nachdem dieselbe fein gepulvert worden, durch vorsichtiges Schlämmen die unhaltigen Theile so viel als möglich zu entfernen, eine Arbeit, welche bei einiger Vorsicht keine merkbaren Verluste nach sich zieht, da der Zinnstein ein ziemlich hohes specifisches Gewicht (6,8 — 7,0) hat.

Kommen, wie diess an einigen Orten der Fall ist, mit dem Zinnstein metallische Mineralien zugleich vor, so wird die Probe umständlicher und ist auf trocknem Wege allein nicht mit Genauigkeit auszuführen, da die vorhandenen Metalle, wie Kupfer, Eisen, Antimon, Arsen, Wismuth etc., sich ebenfalls reduciren und in das Zinn mit übergehen würden. Zur Vermeidung dieses Uebelstandes ist von Berthier eine Digestion des ungerösteten Erzes mit Königswasser, von Plattner aber eine Digestion des vorher gut gerösteten Erzes mit Chlorwasserstoffsäure empfohlen worden, wodurch die vorhandenen Schwefelmetalle oder die durch Röstung erzeugten Oxyde in Auflösung gebracht werden, während der Zinnstein von diesen Lösungsmitteln nicht angegriffen wird. Die Reduction der auf diese Weise vorbereiteten Probe, welche als ein sehr reiner Zinnstein anzusehen ist, erfolgt am zweckmässigsten, wie oben angegeben wurde, in einer Tute mit denselben Zuschlägen.

Schlacken vom Zinnhüttenprocess (Steinschlacken), welche das Zinn in Gestalt von Körnern und als Silicat enthalten, werden am zweckmässigsten auf folgende Weise auf Zinn probirt. Einen oder mehrere Probircentner reibt man unter stetem Aussuchen der grösseren Zinnkörner nach und nach fein und schlämmt endlich das feine Pulver von den zurückbleibenden feinen Zinntheilen ab. Das abfiltrirte und getrock-

nete Schlackenpulver wird mit dem 12 — 15fachen Gewicht saurem schwefelsaurem Kali's in einem Porzellan- oder Eisentiegel unter der Muffel vorsichtig geschmolzen, die Masse mit Wasser aufgeweicht, der Rückstand, welcher aus Zinnoxyd und Kieselerde (auch Wolframsäure, wenn dieselbe vorhanden) besteht, auf gewöhnliche Weise reducirt, das ausgebrachte Zinnkorn aber mit den beim Reiben und Schlämmen erhaltenen Körnern zusammen ausgewogen.

Mit Hülfe des Löthrohrs wird der Zinngehalt eines Zinnerzes in ähnlicher Weise ermittelt. Enhält das Erz Schwefelmetalle, so erfolgt zunächst eine Röstung des abgewogenen Löthrohrprobircentners Erz mit dem 2 — 3fachen Volumen Kohlenstaub. Die Röstung wird in einem mit Eisenoxyd ausgestrichenen Thonschälchen, welches auf einem Drahtringe in der S. 19 beschriebenen vierseitigen Kohle ruht, vorgenommen und ist als beendigt anzusehen, wenn die Probe im glühenden Zustande keinen Geruch nach schweflicher Säure mehr zeigt. Die geröstete Probe wird hierauf mit Salzsäure digerirt, das ausgesüsste und getrocknete Probemehl in einem mit Kohle ausgefütterten Thontiegel, — nachdem es vorher mit 100 Milligr. trockner Soda und 30 Milligr. Boraxglas vermengt, in einen kleinen Probircylinder gepackt und hierauf der noch leere Theil des Tiegelchens mit Kohlenstaub ausgefüllt, das Tiegelchen aber endlich mit einem Schälchen bedeckt worden ist, — einer 8 — 10 Minuten dauernden starken Hitze ausgesetzt, wie diess früher bei der Wismuthprobe S. 19 beschrieben. Nach dem Erkalten der geschmolzenen Probe findet sich auf dem Boden des Tiegels eine grösstentheils aus Schlacke bestehende Kugel, in welcher das Zinn, gewöhnlich in mehrere grössere und kleinere Körner vertheilt, eingeschlossen ist. Durch Zerreiben und Abschlämmen der Schlacke mit Wasser werden diese Körner gereinigt, getrocknet und gewogen. Sehr zinnarme Erze müssen ebenfalls vor Anstellung der Probe durch Schlämmen concentrirt werden. Zinnschlacken werden, wie oben erwähnt, gepulvert und geschlämmt. Von dem trocknen Pulver wird 1 Löthrohrprobircentner mit der 12 — 15fachen Menge doppelt schwefelsauren Kali's geschmolzen, der Rückstand aber im Kohlentiegelchen auf dieselbe Weise, wie ein reines Zinnerz, reducirt.

## Gewinnungsmethoden des Zinns.

Die metallurgische Verarbeitung der Zinnerze scheint bei der einfachen Zusammensetzung des hier allein in Betracht kommenden Zinnsteins, ein einfacher Reductionsprocess zu sein. Es treten indess einige Umstände ein, welche die Darstellung des Metalls erschweren. Zunächst ist es die Verunreinigung des Zinnsteins durch mechanische Beimengungen, deren Absonderung durch die Aufbereitung vorzüglich dadurch schwierig wird, dass dieses Zinnerz gewöhnlich sehr fein eingesprengt vorkommt, sodann der grosse Einfluss, den sehr geringe Beimischungen von anderen Metallen auf die Beschaffenheit des Zinns ausüben, weshalb es nothwendig wird, den Zinnstein durch die Aufbereitung von den beigemengten fremden Erzen möglichst vollständig zu befreien, ferner die ziemlich hohe Temperatur, welche das Zinnoxyd zu seiner Reduction erfordert, eine Temperatur, welche schon hinreicht, auch die Oxyde von einigen andern beigemengten Metallen zu reduciren und endlich die leichte Verschlackbarkeit des Zinnoxydes, wenn es mit anderen oxydirten Körpern (Kieselerde und Eisenoxydul) gemengt ist. Aus diesen Gründen ist es nothwendig, auf die Aufbereitung der Zinnerze ganz besondere Sorgfalt zu verwenden, da man aus unvollkommen aufbereiteten Erzen niemals ein gutes und reines Zinn, dagegen aus vollständig aufbereiteten Erzen stets das reinste und beste Metall gewinnen wird.

Die Aufbereitung der in Seifenwerken gewonnenen Zinnerze ist sehr einfach, da man es hierbei fast nur mit erdigen Beimengungen zu thun hat. Schwieriger ist die Aufbereitung der Zinnerze, welche auf ihren ursprünglichen Lagerstätten gewonnen werden. Das specifische Gewicht des Zinnsteins übertrifft zwar das der meisten damit vorkommenden Erze, allein dieser Unterschied ist immer nicht so bedeutend, dass der Zinnschlich durch die Aufbereitung, ohne einen zu grossen Verlust dabei zu erleiden, ganz rein dargestellt werden könnte. Glücklicherweise befinden sich die meisten Metalle, welche die Begleiter des Zinns sind, in einem mit Schwefel verbundenem Zustande, und diesen Umstand hat man bei der Aufbereitung der Zinnerze mit dem günstigsten

Erfolg benutzt, indem man die Röstarbeit mit der Aufbereitung in Verbindung gebracht hat. Durch das Rösten werden die Schwefelmetalle nämlich theils verflüchtigt (Antimon und Arsenik), theils in specifisch leichte und zerreibliche Oxyde verwandelt, deren Absonderung dann von dem Zinnstein, welcher durch die Röstarbeiten keine Veränderung erleidet, leichter durch Verwaschen erfolgen kann. Der Gang der Aufbereitungsarbeiten des in Rede stehenden Zinnsteins ist daher im Allgemeinen folgender. Bei grosser Festigkeit des Ganggesteins lässt man dem Pochen und Verwaschen der gewonnenen Zinnerze (Zwitter genannt) ein Mürbebrennen derselben in freien Haufen vorangehen. Die gebrannten Stücke werden hierauf nass verpocht und auf Heerden verwaschen, wobei der Zinnstein, ausser mit etwas Bergart, noch mit Schwefelkies, Kupferkies, Arsenkies, Antimonglanz, Wolfram, Blende etc. etc. stark verunreinigt zurückbleibt. Dieser aufbereitete Zinnstein wird der Röstarbeit unterworfen, worauf endlich das Reinwaschen der gerösteten Schliche auf Heerden erfolgt. Das zurückbleibende Zinnerz hat dann einen Gehalt von 60—70 Proc. Zinn.

Bei bedeutendem Arsenikgehalte des Schlichs sucht man bei der Röstung in deshalb vorhandenen Giftfängen den grössten Theil der arsenigen Säure als Nebenproduct zu gewinnen. In Cornwall, wo die Zinnerze häufig mit Kupfererzen sehr verunreinigt sind, werden die aus den Röstöfen gezogenen, erkalteten Schliche, etwas angefeuchtet der Luft ausgesetzt, wodurch noch ein Theil der Schwefelverbindungen in schwefelsaure Salze verwandelt und fast alles Kupfer in diesem Zustande lösslich gemacht wird. Man bringt dann die Schliche in mit Wasser gefüllte, hölzerne Gefässe, rührt sie um und lässt absetzen. Das vitriolische Wasser wird in Gefässe abgelassen, in welchen sich altes Eisen befindet. Man gewinnt auf diese Weise einen beträchtlichen Kupfergehalt der Zinnerze als Cementkupfer.

Von Michell*) ist eine Behandlung der durch die erwähnten metallischen Mineralien verunreinigten und gerösteten Zinnerze mit Salzsäure empfohlen worden. Gewöhnliche käuf-

*) Berg- und hüttenm. Zeit. 1844, S. 656.

liche Salzsäure wird mit ihrem gleichen Gewicht Wasser verdünnt und davon 1 Ctr. auf 20 Ctr. Schlich angewendet. Von Demselben ist auch eine Reinigung der Zinnerze durch Glühen mit Kochsalz vorgeschlagen worden. Die nöthige Menge Kochsalz wird durch Proben im Kleinen ermittelt, indem man eine Quantität des Zinnschlichs, mit dem vierten bis achten Theil Salz gemengt, erhitzt und nach dem Auslaugen auf seine Reinheit untersucht. Man setzt dann im Grossen den Zinnschlich mit der nöthigen Menge Salz in einem Flammofen 3—4 Stunden einer anfangenden Rothgluth unter öfterem Umrühren aus, laugt das Erz mit Wasser und verschmilzt es auf die gewöhnliche Weise.

Zur Entfernung des Wolframs, welcher wegen seines hohen specifischen Gewichts beim Verwaschen nicht von dem Zinnstein getrennt und eben so wenig mittelst Salzsäure abgeschieden werden kann, durch seine Anwesenheit aber die Strengflüssigkeit der Zinnerze erhöht und Veranlassung zu einer Verunreinigung des ausgebrachten Zinns mit Wolfram giebt, ist von Oxland*) ein längeres Glühen des wolframhaltigen Schlichs mit Soda empfohlen und in Cornwall angewendet worden. 457 Kilogr. noch feuchter Schlich werden in einen elliptischen Reverbirofen mit gusseiserner Sohle gebracht, und nach dem Trocknen im Ofen 38 Kilogr. pulverisirte Soda hinzugefügt. Man giebt 6 Stunden Feuer und durchrührt alle halbe Stunden, wobei man die Hitze so hält, dass die Soda den Wolfram aufschliessen, der Zinnstein aber nicht desoxydirt werden kann. Man braucht in 24 Stunden zu 4 Füllungen circa 200 Kilogr. Brennmaterial. Die aus dem Ofen kommende Masse bildet ein schwärzliches, mehr oder weniger zusammengebackenes Pulver, worin man viele weisse Körner von Soda und noch mehr Wolframpartikeln bemerkt. Anfangs wusch man sie, um dass wolframsaure Natron zu entfernen, welches man auskrystallisiren liess, nachdem man die Lösung in blechernen Kesseln concentrirt hatte. Man beabsichtigte daraus metall. Wolfram zu Legirungen oder im oxydirten Zustande für Malerei und Glasfärberei darzustellen, hat diess aber wieder aufgegeben und nimmt jetzt die unaus-

*) Berg- und hüttenm. Zeitung 1859. S. 212.

gelaugte Masse direct in ein Pochwerk mit leichten Stempeln und setzt zur Verhütung des Zusammenbackens 15—20 Proc. Quarz zu. Die erhaltenen Mehle werden wie die gewöhnlichen gerösteten Schliche verwaschen. Der Kostenaufwand bei diesem Verfahren ist nicht unbeträchtlich, wird jedoch reichlich durch die bessere Bezahlung des ausgebrachten Zinns aufgewogen.

Das Verschmelzen der aufbereiteten Zinnerze erfolgt entweder in Schachtöfen oder in Flammöfen. Während man sich in Sachsen und Böhmen, den einzigen Ländern des Continents, wo eine namhafte Zinnerzeugung stattfindet, ausschliesslich der Schachtöfen bedient, wendet man in England bei der Verschmelzung der auf Gängen und Lagern gewonnenen und aufbereiteten Zinnerze den Flammofenprocess an und benutzt die Schachtöfen nur zur Verschmelzung der reinern Zinnerze aus den Seifenwerken. Die Anwendung der einen oder der andern Art Oefen liegt zum Theil in lokalen Verhältnissen. Die Arbeit in den Schachtöfen geht zwar etwas langsamer von Statten, das ausgebrachte Zinn ist aber, da den beim Zinnstein noch vorhandenen fremdartigen Beimischungen leichter Gelegenheit zur Verflüchtigung oder Verschlackung gegeben wird, von reinerer Beschaffenheit als bei Verarbeitung derselben Erze durch den Flammofenprocess. Dagegen ist das Zinnausbringen im Flammofen etwas grösser als im Schachtofen, weil bei ersterem durch den geringeren Luftzutritt die Bildung und Verschlackung von Zinnoxyd vermindert wird und die Schmelzmasse einer, die vollständige Separation von Schlacke und Metall begünstigenden, grösseren und anhaltenderen Hitze ausgesetzt ist, als bei letzterem, wo sie nur verhältnissmässig kurze Zeit im eigentlichen Schmelzraume sich befindet. Die Schachtöfen sind stets mit Flugstaubkammern versehen, da wegen des fein gepulverten Zustandes der Schliche, ein Verstäuben derselben durch den aus der Form aufsteigenden Luftstrom kaum zu verhindern ist. Einigermasen verhindert man diesen Uebelstand durch ein allerdings wenig empfehlenswerthes Mittel, man feuchtet nämlich die Holzkohlen an, damit die Schliche an der Oberfläche derselben haften. Hinsichtlich der zweckmässigsten Construction

der Schachtöfen empfiehlt Karsten*) einen als Tiegelofen zugemachten zweiförmigen Halbhohofen mit zusammengezogenem und über der Form sich nach und nach erweiternden Schmelzraume, welcher von seiner grössten Weite (3 Fuss über der Form) oder vom Kohlensacke bis zur Gicht wieder zusammengezogen ist, so dass der Schacht aus 2 abgekürzten Kegeln besteht, deren Grundflächen einander zugekehrt sind.

Bei der sorgfältigen Aufbereitung, welcher man die Zinnerze unterwirft, werden besondere Zuschläge ausser Schlacken von der eigenen Arbeit, welche das Schmelzen befördern und beim Schachtofenprocess das leicht erfolgende Durchpulvern so feiner Schliche in den Schmelzraum verhindern sollen, wenig angewendet. In England bedient man sich bei der Flammofenarbeit des Flussspaths und gelöschten Kalks. Beide Zuschläge sind bei vorwaltend quarziger Beschaffenheit der Erze jedenfalls von Nutzen. Eisenfrischschlacken dürfen zu demselben Zwecke nur mit Vorsicht angewendet werden, da sie sowohl Veranlassung zur Verschlackung von Zinnoxyd geben, als auch leicht eine Verunreinigung des Zinns mit Eisen herbeiführen können.

**Verschmelzen der Zinnerze in Schachtöfen.** A. Zinngewinnung zu Altenberg und Zinnwald. Der Zinnstein kommt zu Altenberg hauptsächlich in einer grössern Gesteinsmasse von unregelmässiger Form, dem sogenannten Stockwerk, vor, welche vorherrschend aus Quarz, mit feinen Beimengungen von Glimmer, Chlorit und Eisenglanz besteht. Der Zinnstein ist in diesem Gestein so fein zertheilt, dass die Gesammtmasse durchschnittlich nur $\frac{1}{3}$ bis $\frac{1}{2}$ Proc. Zinn enthält. Ausser demselben kommen noch darin Molybdänglanz, Schwefelkies, Arsenkies, Kupferkies, Wismuthglanz etc. fein eingesprengt vor. Ein kleiner Theil der Zinnerze rührt von eigentlichen Erzgängen her, welche im Porphyr, Granit und Gneiss aufsetzen und den Zinnstein in Gemeinschaft mit Quarz enthalten. In Zinnwald findet sich eine stockförmige Masse von Greisen (krystallinisch körniges Gemenge von Quarz und Glimmer), in welcher theils accessorisch Wolfram und Zinnstein eingemengt sind, theils letzterer auf lagerartigen Aus-

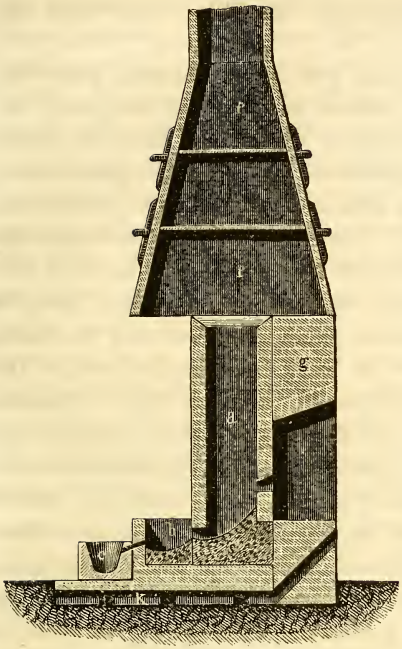
*) Syst. der Metallurg. Bd. V. S. 21.

scheidungen vorkommt. Das gewonnene zinnhaltige, von den Bergleuten mit dem Namen Zwitter belegte Gestein, wird bei grosser Festigkeit vor dem Pochen, einem Brennen in freien Haufen unterworfen, das gepochte Gut aber auf Stossheerden concentrirt. Von den hierbei erhaltenen Schlichen röstet man nur diejenigen, welche nach dem Vorkommen des Zinnsteins durch Schwefel- und Arsenmetalle verunreinigt sind, worauf man mit diesen ein nochmaliges Verwaschen vornimmt. Die Röstung erfolgt in Flammöfen von der einfachsten Construction; der Heerd hat 8 Ellen Länge und 5 Ellen Breite, das Gewölbe ist in der Mitte des Heerdes 1 Elle von der Sohle entfernt. Die Arbeitsthür befindet sich der Feuerbrücke gegenüber, die Heerdbreite nimmt in einer Entfernung von mehreren Fussen von der Arbeitsöffnung rasch ab, so dass sie bei letzterer nur noch 2 Fuss beträgt. Der Fuchs, durch welchen die flüchtigen Röstproducte mit den gasförmigen Verbrennungsproducten des Brennmaterials zunächst in einen langen gemauerten Kanal, den Giftfang, zur Condensation der arsenigen Säure bestimmt, gelangen, befindet sich in der Nähe der Arbeitsöffnung im Gewölbe. Das Gewicht einer Röstpost, welche durch das Ofengewölbe auf den Heerd gelangt, beträgt circa 15 Ctr., die Dauer der Röstzeit aber 6 — 8 Stunden.

Die soweit, nach Befinden durch Röstung, zum Verschmelzen vorbereiteten Schliche enthalten 50 — 60 Proc. Zinn. Diejenigen, welche wismuthhaltig sind, werden nach dem Rösten einer Behandlung mit verdünnter Salzsäure in hölzernen Bottichen unterworfen. 6 Proc. vom Gewicht des Schlichs rohe Salzsäure sind als hinreichend befunden worden. Das aufgelöste Wismuth wird zwar beim Auslaugen der Schliche mit Wasser als basisches Chlorwismuth aus der Lösung gefällt, lässt sich aber leicht durch Verwaschen entfernen und in Sümpfen auffangen. Das getrocknete Salz wird zur weiteren Zugutemachung zerrieben, mit gebranntem pulverisirten Kalk und Holzkohlenpulver vermengt und in Graphittiegeln in einem Windofen zu metallischen Wismuth reducirt.

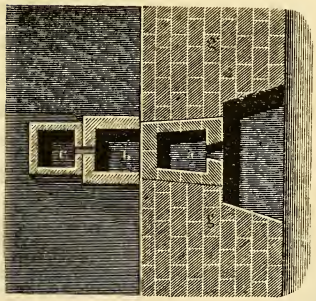
Das Verschmelzen der Schliche erfolgt in Halbhohöfen, welche im Allgemeinen die in Fig. 4 a b abgebildete Gestalt

Fig. 4 a.




haben, und übers Auge zugemacht sind. *a* Schacht, *b* Vortiegel, *c* Stechherd, *f* Flugstaubkammer, *g* Rauhmauer, *s* Sohle, *k* Abzugskanäle. Der Schacht hat eine Höhe von 5 Ellen und einen trapezoidalen, von der Form nach der Gicht zu sich etwas erweiternden Querschnitt; während nämlich in der Formhöhe an der Vorwand die Breite des Schachtes 12 Zoll und an der Rückwand 18 Zoll beträgt, ist diese an der Gicht 20, resp. 26 Zoll. Die Sohle des Ofens besteht aus einem Stein von Porphyr oder Granit mit 4 Zoll Fall gegen die Vorwand. Der Vorheerd ist aus Gestübbe hergestellt. Das Schmelzen erfolgt durchgängig ohne Nase. Besondere Zuschläge werden nicht angewendet und giebt man nur mit dem Zinnstein etwas von der gefallenen Schlacke mit auf, und zwar in dem Verhältniss von $\frac{1}{2}$ Ctr. Schlacke auf 2 Ctr. Zinnstein. Bei gutem Schmelzgange setzt man in 24 Stunden 30—36 Ctr. Zinnstein durch und erhält davon circa 15 Ctr. Zinn, bei einem Aufgange von $1\frac{1}{2}$ Korb (à $3\frac{1}{4}$ Schffl.) Holzkohlen pro Centner Zinn. Das reducirte Zinn gelangt nebst der Schlacke in den Vorheerd *b* und von hier in den Heerd *c*, die Schlacke wird in *b* abgehoben. Am Ende der Campagne schmilzt man die gefallenen

Fig. 4 b.



Schlacken, welche mehr oder weniger metall. Zinn, sowie unveränderten Zinnstein eingemengt enthalten, sofort noch einmal für sich durch.

Das Zinn wird, ehe es in den Handel kommt, einer Reinigungsarbeit unterworfen, welche in einer Art Saigerung besteht und das Pauschen genannt wird. Man führt die Arbeit auf dem sogenannten Pauschheerde aus, einer gusseisernen, gegen den Horizont etwas geneigten Platte, auf welcher aus glühenden Holzkohlen und Lösche eine Art Bett hergestellt worden ist. Das im Stichheerd c befindliche Zinn wird vermittelst eiserner Kellen auf die Kohlen gegossen, damit es sich langsam durch dieselben hindurchziehen und in einem mehr gereinigten Zustande im Tiegel ansammeln kann. Die weniger leichtflüssigen Metalle bleiben im halb erstarrten Zustande, mit noch etwas anhängendem Zinn, zwischen den Kohlen auf dem Heerde zurück. Diese zurückbleibenden metallischen Massen (Dörner) werden nach beendigter Arbeit zusammengebracht und auf der Heerdfläche mit einem Hammer beklopft, um das darin noch enthaltene Zinn auszupressen. Die ausgepressten Dörner setzt man beim Umschmelzen der Schlacken mit zu. Das geläuterte Zinn wird, nachdem es den richtigen Grad der Temperatur zum Ausgiessen angenommen hat, entweder auf eine glatte Kupferplatte oder in Formen gegossen. Bei dem ersten Verfahren erhält man dünne, 6—8 Zoll breite und mehrere Fuss lange Bleche, welche nach dem Erkalten von der Kupferplatte abgezogen, zu Ballen zusammengerollt und so in den Handel gebracht werden, im anderen Fall Stängel und Blöcke.

Das Altenberger Zinn wird in neuerer Zeit von derselben Reinheit dargestellt, wie das in den Handel gebrachte englische Zinn. Der ihm ganz besonders nachtheilige Wismuthgehalt (nach Kersten 1,4 Proc.) ist durch die S. 34 erwähnte Manipulation auf 0,1 Proc. herabgezogen worden.

Was die Zusammensetzung der Zinnschlacken anlangt, so enthalten dieselben neben kieselsauren Verbindungen von Eisenoxydul, Kalkerde etc. auch mehr oder weniger Zinnoxyd, welches wahrscheinlich als Säure auftritt und hauptsächlich an Eisenoxydul gebunden ist. Enthält der verschmolzene Zinnstein Wolfram, so wird dieses Mineral zum Theil zerlegt,

indem ein Theil der Wolframsäure völlig zu Metall reducirt und an das sich ausscheidende Zinn übergeführt wird, ein anderer grösserer Theil aber als Wolframsäure an Eisen- und Manganoxydul gebunden, in die Schlacke mit übergeht. Molybdän findet sich selten in den Zinnschlacken, weil dieses Metall beim Verschmelzen der Zinnerze theils verflüchtigt wird, theils an das Zinn mit übergeht. Der Gehalt an Zinn in den Zinnschlacken ist verschieden, je nachdem sie bei der Verschmelzung des Zinnsteins unmittelbar gefallen, oder, wie dies stets der Fall ist, für sich noch ein oder zwei Mal umgeschmolzen worden sind. Im ersteren Falle enthalten sie neben einer geringen Menge von unverändert gebliebenem Zinnstein noch ziemlich viel metallisches Zinn in fein vertheiltem Zustande eingemengt, in letzterem ist dies weniger der Fall. Die besten sächsischen Zinnschlacken kann man bei der Annahme, dass das Zinn als Oxyd darin enthalten ist und als Säure auftritt, durch folgende allgemeine Formel ausdrücken: $[m\,(\dot{Fe},\ \dot{Ca},\ \dot{K},\ \dot{Na})^3\,\ddot{Si}^2 + n\,\dot{Fe}^3\,\ddot{Si}] + \ddot{Al}\,\ddot{Si}$, verbunden oder gemengt mit $(\dot{Fe},\ \dot{Mn})\,\ddot{W}$ und $\dot{Fe}\,\ddot{Sn}$ in veränderlichen Verhältnissen.

Das Umschmelzen (Schlackentreiben) der schon einmal am Ende der Campagne veränderten Schlacken erfolgt in besonderen Oefen (Schlackentreiböfen). Diese Oefen haben eine ganz ähnliche Construction wie die Schlichschmelzöfen Fig. 4 a, b, sind aber nur 3 Ellen hoch, etwas breiter und tiefer und haben eine Gestübbesohle. Die Arbeit wird ohne alle Zuschläge betrieben, ihr werden auch die Dörner vom Pauschen, sowie das beim Schlichschmelzen gefallene und aufbereitete Ofengekrätz, der ebenfalls aufbereitete Flugstaub etc. mit übergeben. Das wenige Zinn, welches sich im Spurtiegel ansammelt, wird unmittelbar aus diesem auf den Pauschherd gegossen. Ausser Zinn fallen bei dieser Arbeit Ofensauen (Härtlinge), welche 50 — 60 Proc. metallisches Eisen und ausser Zinn noch geringe Mengen von Wolfram, Arsenik, Wismuth, Kupfer etc. enthalten. Sie werden nach vorhergegangenem Zerkleinen und Rösten beim nächsten Schlackentreiben wieder mit durchgeschmolzen.

Lampadius schätzt nach gemachten Erfahrungen den

Zinnverlust bei dem sächsischen Zinnschmelzen auf 13 — 15 Proc., von welchem etwa 8 — 9 Proc. verbrannt und verflüchtigt werden, während das Uebrige in Schlacken abgesetzt wird.

Die jährliche Production von Zinn in Sachsen beträgt jetzt circa 2600 Ctr.

B. Zinngewinnung zu Schlaggenwald in Böhmen*). Das Zinnerz kommt im Seifengebirge im Porphyr, Gneis, Glimmerschiefer und Granit vor, ausserdem als Zwitter mit selten mehr als 1 Proc. Zinngehalt in Begleitung von Eisen-, Kupfer- und Arsenikkies, Wolfram, Molybdän etc. im Granit. Der Zinnstein aus den Seifenwerken wird ungeröstet verschmolzen, die Zwitter reichert man zuvor durch Pochen, Waschen, Schlämmen, Rösten und nochmaliges Waschen bis auf 78 Proc. Zinnstein oder 58 Proc. ausbringbares Metall an. Die Schmelzung erfolgt in niedern Schachtöfen mit 29 — 30 Cubikfuss Fichtenkohlen. Das dargestellte Ballenzinn enthält circa $^1/_2$ Proc. Kupfer und kaum Spuren von Eisen und Arsen. Die Zinnproduction in Böhmen beträgt jährlich etwa 1000 Ctr.

C. Verschmelzen der Zinnseifenerze in England**). Diese durch einen einfachen Aufbereitungsprocess gereinigten Zinnerze verschmilzt man in Cornwall in mit Flugstaubkammern versehenen, 16 Fuss hohen, zweiförmigen Schachtöfen, welche ganz die Einrichtung eines Ofens mit offener Brust zum Eisenerzschmelzen (eines Hohofens im Kleinen) haben, nur mit dem Unterschiede, dass die Vorwand des Ofens selbst den Tümpelstein bildet. Der Ofen ist daher nach Art eines Sumpfofens mit offner Brust zugemacht, nur dass der Vortiegel grösser als gewöhnlich ist. Sind während des Schmelzens die Schlacken bis zur Formhöhe gestiegen, so fliessen sie über eine gusseiserne Rinne ab; das Zinn wird von Zeit zu Zeit durch eine Stichöffnung im Niveau der Sohle in den Stichherd abgelassen. Diejenigen Schlacken, welche bei einem guten Gange der Arbeit fallen, werden nicht

*) Jahrb. der k. k. geolog. Reichsanstalt. 1853. No. 1. S. 190.

**) Karsten's Syst. der Metall. Bd. V. S. 33.

weiter benutzt, die unreinen dagegen schmilzt man nochmals mit durch, nach Befinden nach vorhergegangener Aufbereitung. Das abgestochene Zinn wird einem Reinigungsprocess unterworfen. Man schöpft dasselbe mit Giesskellen in einen mit besonderer Feuerung versehenen Kessel und bringt das flüssige, stark erhitzte Metall durch wiederholtes Eintauchen und Niederdrücken von grünem Reisig oder nassen Holzkohlen in eine wallende und kochende Bewegung, um den leichter oxydirbaren Metallen Gelegenheit zur Oxydation zu geben. Nach Beendigung dieser Arbeit wird die Oberfläche des Zinns sorgfältig abgeschäumt, worauf man es unter einer schwachen Decke von Kohlenstaub einige Zeit ruhig stehen lässt, damit sich das unreine Zinn niedersenken kann. Hat das Metall die zum Ausgiessen erforderliche Temperatur angenommen, so wird es ausgekellt und in Mulden gegossen, wobei man aber immer von oben wegnimmt, um das unreine Zinn in den letzten Mulden zu erhalten, welche, wie der Abzug vom Abschäumen, im Ofen wieder durchgeschmolzen werden. Das auf diese Art gereinigte Zinn kommt in Gestalt von Mulden unter dem Namen Kornzinn in den Handel. Es hat diesen Namen von der Eigenschaft in rundliche Körner zu zerfallen, wenn man es im erwärmten Zustande von einer beträchtlichen Höhe herabfallen lässt.

**Verschmelzen der Zinnerze in Flammöfen.** Wie schon erwähnt, wird in England der grösste Theil der Zinnerze auf diese Weise zu Gute gemacht. Der Zinnstein findet sich daselbst in Cornwall*) ausser in Alluvionen, von dessen Zugutemachung bereits die Rede war, theils auf kurzen Gängen oder Lagern im Killas, theils in Stockwerken im Granit oder Porphyr, theils auf regelmässigen Gängen im Granit. Im mittleren Durchschnitt hält das gewonnene Erz nicht mehr als 2 Proc. Zinnstein. Der grösste Theil der bei der Aufbereitung erhaltenen Schliche wird wegen der darin befindlichen Schwefel- und Arsenmetalle geröstet und diese Röstung nach Befinden bei grosser Unreinheit des Erzes wiederholt. Die gebräuchlichsten Oefen sind einfache Reverböfen mit

*) Die Zinnaufbereitung in Cornwall, v. Moissenet. Ann. des mines 1858 livr. 4. auszugsw. mitgeth. in der Berg- u. hüttenm. Zeitung 1859. No. 20 u. f.

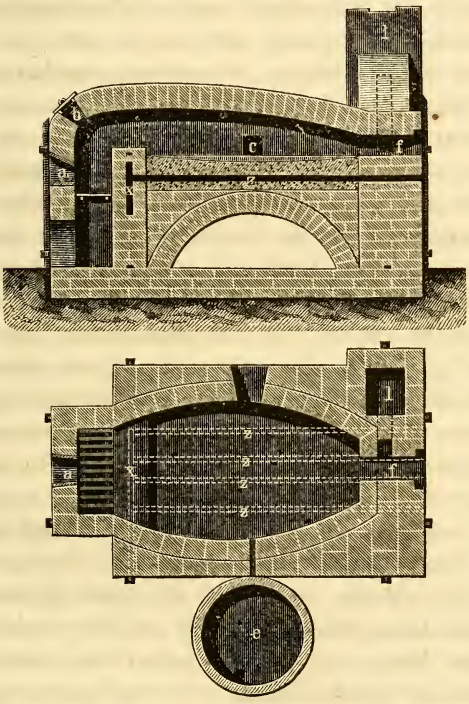
elliptischem Heerd von 7 — 12 Fuss Länge und 5 — 6 Fuss grösster Breite. Die Arbeitsthür liegt der Feuerbrücke gegenüber, die Schliche werden in Posten von 10 Ctr. 12 Stunden lang geröstet, bei einem Aufgange von 130 Kilogr. Steinkohlen. An einigen Orten wendet man auch Röstöfen mit rotirendem Heerde (rotary calciners) an. Die Sohle dieser Oefen hat 12 Fuss Durchmesser und besteht aus einem gusseisernen, flach konischen Rade von 9 Zoll Höhe oder mit mit $^1/_{16}$ Abhang, auf dessen Speichen in gleichen Abständen vier schmiedeeiserne Ringe liegen. Hierauf ist ein Heerd von Schiefern hergestellt, über welchem Thon und Ziegel folgen. Die Feuerung hat 15 Zoll Weite und 6 Fuss Länge. Das Gewölbe ist eine Kugelcalotte, einen Stein stark und überall 10 Zoll entfernt. Das auf dem Gewölbe getrocknete und durch eine Oeffnung herabgestossene Erz verbreitet sich unter Mitwirkung eines festen, gegen die Radien des Heerdes schiefstehenden Rechens allmählich über den Heerd und tritt auf der entgegengesetzten Seite des Rostes aus. Die Austrittsöffnung wird durch eine Klappe abwechselnd mit zwei Kammern in Verbindung gebracht, wovon die eine das geröstete Erz aufnimmt, während die andere das abgekühlte Erz enthält. Der Rechen ist von Gusseisen und trägt 3 Zoll lange, prismatische, schiefstehende Zähne, welche, wenn sie abgenutzt sind, leicht durch neue ersezt werden können. Die Welle wird mit einer Geschwindigkeit von einem Umgange in 40 Minuten gedreht. Man hat auch derartige Röstöfen mit 2 in derselben Axe liegenden Feuerungen, die sich von beiden Seiten des Mauerwerks öffnen, an den Enden durch eine Mauerstärke getrennt sind, und 20 Zoll Breite und 2 Fuss 6 Zoll Länge besitzen, ferner anstatt eines, drei um 12 Grad verwendete Rechen haben. Eine Heerdfüllung beträgt in einem solchen Ofen 1 Tonne (20 Ctr.) und man röstet beim ersten Rösten sehr unreiner Erze 2 Tonnen in 24 Stunden gut, beim zweiten Rösten 3 Tonnen. Alle Stunden oder alle $1^1/_2$ Stunden giebt man 100 bis 150 Kilogr. Steinkohlen auf.

Man erzeugt in der Regel nur zwei Gattungen von Zinn, Refined-Tin (Block-Tin, Plate-Tin) und Common-Tin. Zur Erzeugung des ersteren werden nur die reinsten Zinnsteine verwendet, namentlich sieht man darauf, dass sie kein oder

nur äusserst wenig Kupfer enthalten und reinigt nach Befinden den Stein durch Behandlung mit Schwefelsäure vor der Verschmelzung. Das Common-Tin ist das unreinere. Es kommt unter dem Namen Japanisches Zinn in den Handel.

Die Einrichtung der in Cornwall zur Verschmelzung der Zinnschliche gebräuchlichen Flammschmelzöfen geht aus Fig. 5 a b hervor. Der ovale Heerd ist von allen Seiten nach der Mitte zu schwach ausgemuldet und aus feuerfesten, gut zusammengefügten Thonplatten formirt, auf welche eine Lage feuerfesten Thons, welche jene Ausmuldung erhält, gestossen ist. *a* das Schürloch zum Eintragen der Steinkohlen auf den Rost, *c* eine für gewöhnlich verschlossene Oeffnung zum Eintragen der Zinnschliche. *b* eine mit einem Dekkel verschlossene Oeffnung über dem Rostraume. Sie ist beständig geschlossen und wird nur in dem Augenblick geöffnet, wenn die zu verschmelzenden Zinnschliche auf den Heerd gebracht werden, um den Luftzug vom Feuerungsraum über dem Heerd abzuschneiden, indem die Flamme dann aus *b* abzieht. Bei nicht abgehaltenem Luftzuge würde von dem feinen Zinnschlich viel verstäubt und in die Esse geführt werden. Statt der einfachen Oeffnung *b* bringt man wohl auch in dem Gewölbe über dem Roste eine Oeffnung an, welche durch einen Fuchs mit einer niedrigen Esse in Verbindung gesetzt ist, dieser Fuchs ist für gewöhnlich durch einen eisernen

Fig. 5.



Schieber verschlossen, welcher nur dann weggezogen wird, wenn die zu verschmelzenden Zinnschliche eingetragen werden sollen. Der Eintragsöffnung *c* gegenüber befindet sich die Stichöffnung, welche mit einem Stichheerde *e* in Verbindung steht. Dieser Stichheerd besteht aus einem gusseisernen Kessel und ist mit einer besonderen Feuerung versehen. *f* eine mit einer Thür verschliessbare Oeffnung auf der kurzen, dem Roste gegenüber liegenden Seite des Ofens. Sie dient dazu, um die während des Schmelzens etwa vorkommenden Arbeiten zu verrichten, ist zugleich aber auch zum Ausziehen der Schlacken nach erfolgter Schmelzung bestimmt. Der Schmelzheerd liegt entweder hohl und ruht dann auf schmiedeeisernen Stäben, oder man legt ihn, wie aus der Figur zu ersehen, auf ein Gewölbe. Im letzteren Fall bringt man kleine Luftkanäle *z* an, um die Heerdsohle etwas abzukühlen. Diese Kanäle münden an der vorderen Seite des Ofens aus und stehen mit dem Luftkanal *x* in Verbindung, welcher zur Abkühlung der Feuerbrücke bestimmt ist.

Jede Charge besteht aus 15 — 20 Ctr. Zinnschlich, unter welchen man vorher $^1/_{10}$ bis $^1/_5$ seines Gewichts reines, nicht backendes Steinkohlenklein gut mengt. Als Flussmittel verwendet man gelöchsten Kalk und Flussspath nach Bedürfniss. Nachdem die Beschickung eingetragen ist, werden alle Thüren sorgfältig verschlossen und verschmiert und es wird eine möglichst starke Hitze gegeben, um die Masse recht schnell in Fluss zu bringen. Nach Verlauf einer Stunde ist diess gewöhnlich der Fall. Die Masse wird jetzt mit einer Kratze durchrührt und dieses Durchrühren von Zeit zu Zeit wiederholt. Zeigt sich eine Menge von ganz flüssiger und schäumender Schlacke auf der Schmelzmasse, so wird diese vor dem Umrühren erst abgezogen. Nach 6 — 7 Stunden ist die Reduction so vollständig erfolgt, dass man zum Abstechen des Zinns schreiten kann. Ist die Schlacke im Augenblick des Abstechens sehr dünnflüssig, so sucht man sie durch aufgestreutes Steinkohlenpulver etwas steif zu machen. Die Stichöffnung wird in dem Augenblick wieder geschlossen, wenn die Schlacke in den Stichheerd treten will. Der Heerd wird hierauf von den Schlacken gereinigt, die Arbeitsöffnung geschlossen und sogleich zu einem neuen Einsatz geschritten. Alle von

der Oberfläche abgezogenen Schlacken, in welchen keine Zinnkörnchen wahrzunehmen, und diess sind etwa $^3/_4$ der ganzen Schlackenmenge, werden weggestürzt. Diejenigen, welche Zinnkörnchen enthalten, werden gepocht und verwaschen, um das Zinn zu gewinnen. Die Schlacken endlich, welche mit dem Metallbade in unmittelbarer Berührung gewesen sind, werden noch einmal umgeschmolzen. Zu diesem Umschmelzen kommt auch das durch Waschen aus jenen Schlacken erhaltene Zinn.

Das abgestochene Zinn bleibt in dem Stichheerd einige Zeit ruhig stehen, damit sich die mechanisch beigemengten Unreinigkeiten an die Oberfläche begeben und abgezogen werden können. Das Zinn wird hierauf in eiserne Formen gekellt und aufbewahrt, bis mit einer grössern Quantität der nun folgende Raffinirprocess in demselben Schmelzofen vorgenommen werden kann. Dieser Process besteht in der Hauptsache darin, das Zinn in gelinder Wärme zu schmelzen, damit die strengflüssigern Beimischungen auf dem Heerde des Flammofens zurückbleiben. Man stellt die Zinnmulden ganz nahe an der Feuerbrücke auf, lässt das in gelinder Hitze absaigernde Zinn durch die offen gehaltene Stichöffnung fortwährend in dem mit einer besonderen Feuerung versehenen Stichkessel fliessen und fährt mit dem Eintragen von Zinnmulden und dem Aussaigern so lange fort, bis der zum Läutern bestimmte Kessel gefüllt ist. Derselbe kann 100—120 Ctr. Zinn fassen. Durch diese Arbeit wird der grösste Theil der dem Zinn beigemischten Metalle, wenn auch nicht ohne Zinnverlust, abgesondert, indem die Rückstände vom Saigern hauptsächlich aus Zinn mit Kupfer, Wolfram, Eisen etc. bestehen. Nach beendigtem Aussaigern erhöht man die Temperatur im Ofen, um die Rückstände in Fluss zu bringen und für sich abzulassen; durch Stehenlassen des flüssigen Metallgemisches und vorsichtiges Auskellen gewinnt man noch einen Theil unreines Zinn (Schlackenzinn) daraus. Das reine Zinn im Kessel wird nach erfolgtem Aussaigern in ganz ähnlicher Weise wie oben erwähnt, nämlich durch grünes Holz oder nasse Kohlen, gereinigt, hierauf aber ruhig stehen gelassen, damit immer wieder eine Absonderung des reinen Zinns von dem weniger reinen stattfinden kann. Der ganze Raffinirprocess dauert 5—6 Stunden, näm-

lich eine Stunde zum Aussaigern, drei Stunden um das Zinnbad aufkochen zu lassen und abzuschäumen, und eine Stunde, damit sich die Zinnschichten in Ruhe bilden und ausgekellt werden. Das unterste Zinn wird in der Regel nochmals umgeschmolzen und raffinirt. Die Zinnproduction in England beträgt jährlich gegen 200000 Ctr.

Anwendung des Zinns. Das Zinn findet in reinem Zustande ausser zur Darstellung des Stanniols und verschiedener Salze für Färbereien und Druckereien, wenig Anwendung. Vielfach wird dasselbe zum Ueberziehen (Verzinnen) verschiedener Metalle benutzt. In Verbindung mit Kupfer giebt es das Kanonenmetall (9 — 10 Kupfer zu 1 Zinn) und das Glockenmetall (4 — 5 Kupfer zu 1 Zinn), sowie mit Zink und Kupfer die Bronze. In Verbindung mit Blei wird das Zinn zu Zinngeschirren verarbeitet, weil diese Legirungen härter sind als jedes dieser Metalle für sich und daher der Abnutzung besser widerstehen. In den meisten Ländern ist den Zinngiessern das Verhältniss vorgeschrieben, in welchem die Metalle zu nehmen sind. Das Verhältniss des Zinns zum Blei in den zu verarbeitenden Legirungen wird auf eine eigenthümliche Weise bezeichnet. Eine Legirung heisst nämlich 2pfündig, wenn sie auf 1 Pfd. Zinn 1 Pfd. Blei enthält; sie heisst 3pfündig, wenn sie auf 2 Pfd. Zinn 1 Pfd. Blei; 4pfündig, wenn sie auf 3 Pfd. Zinn 1 Pfd. Blei enthält etc. etc. Ferner bildet Zinn in Verbindung mit Blei das sogenannte Schnellloth der Metallarbeiter und in Verbindung mit geringen Mengen von Antimon, Kupfer und Wismuth das sehr häufig zu Löffeln etc. verarbeitete, sogenannte Compositionsmetall.

---

## Blei.

Eigenschaften. Das Blei hat eine eigenthümliche bläulich graue Farbe und starken Glanz. Es ist sehr weich und dehnbar, lässt sich zu den dünnsten Platten walzen und zu Draht von allerdings geringer Festigkeit ausziehen. Das specifische Gewicht des Bleies wird verschieden angegeben; Karsten findet es von chemisch reinem Blei nach

der Reduction auf 0° C. = 11,3888; Reich*) bei 0° C. gegen Wasser von der grössten Dichtigkeit = 11,370; Streng**) von sehr reinem Harzer Blei nach der Reduction = 11,386. Durch Pressen und Walzen nimmt das specifische Gewicht, obwohl in sehr geringem Grade, zu. Da das specifische Gewicht des Bleies höher ist, als dasjenige der andern, es gewöhnlich verunreinigenden Metalle, so kann dasselbe im Allgemeinen für die Güte und Reinheit desselben zum Anhalten dienen. Das reinste Blei ist zugleich das weichste, denn die das Blei gewöhnlich verunreinigenden Metalle machen es sämmtlich härter. Es krystallisirt in Formen des regulären Systems und sein Schmelzpunkt ist nach Crighton und Guyton Morveau bei 322,2° C., nach Kupffer bei 334° C. Diejenigen Metalle, welche hauptsächlich als Verunreinigungen des käuflichen Bleies vorkommen, sind Antimon, Arsen und Kupfer. Reines Blei muss sich daher selbst in grösseren Quantitäten (20 bis 30 Gramm) in verdünnter Salpetersäure, ohne dieselbe bläulich (Kupfer) zu färben und ohne einen weissen Rückstand (antimonige Säure) zu hinterlassen, auflösen. Nach dem Ausfällen des Bleies mit verdünnter Schwefelsäure, darf das Filtrat, mit Ammoniak versetzt, keine oder höchstens eine kaum wahrnehmbare blaue Färbung (Spuren von Kupfer) annehmen. Wird die etwas eingedampfte Flüssigkeit mit Schwefelkalium versetzt und erwärmt, hierauf aber filtrirt, so dürfen sich in dem Filtrat, nach dem Ansäuern desselben mit Schwefelsäure, keine gelben oder gelbrothen Flocken (Arsen oder Spuren von Antimon) zeigen***).

---

*) Beiträge zur Geschichte des Bleies. Jahrbuch für den Berg- u. Hüttenmann auf d. Jahr 1860. Freiberg.

**) Berg- und hüttenm. Zeitung 1860. No. 13.

***) Zur leichten Erkennung der letzgenannten beiden Bestandtheile welche sehr häufig, obwohl nur in geringer Menge, im käuflichen Blei enthalten sind, bietet das Löthrohr ein bequemes Hülfsmittel dar. Selbst höchst geringe Mengen von Arsen lassen sich sofort durch den Geruch wahrnehmen, wenn man circa 2 Gramm von dem zu prüfenden Blei in einer Vertiefung auf Holzkohle vor der blauen Flamme schnell einschmilzt und wenige Augenblicke im Treiben erhält. Ein geringer Antimongehalt giebt sich dabei durch einen bläulich weissen Beschlag von Antimonoxyd zu erkennen. In jedem Falle aber macht sich eine äusserst geringe Beimengung beider Be-

## Von den Bleierzen und dem Probiren derselben.

Bleierze. Das wichtigste Bleierz ist der Bleiglanz, Pb mit 86,57 Blei und 13,43 Schwefel. Er ist selten ohne Spuren eines Silbergehaltes und enthält häufig so viel davon — als Schwefelsilber —, dass dieser Silbergehalt mit Vortheil aus dem dargestellten Blei gewonnen und der Bleiglanz dann auch als wirkliches Silbererz betrachtet werden kann. Dieser Silbergehalt ist übrigens am unbedeutendsten, wenn der Bleiglanz, wie häufig in den Flötzformationen, sehr rein auf seiner Lagerstätte gewonnen wird. Reicher ist gewöhnlich derjenige Bleiglanz, welcher auf Gängen mit andern Schwefelmetallen angetroffen wird. Da die Absonderung dieser Schwefelmetalle durch die Aufbereitung entweder gar nicht oder nur unvollkommen geschehen kann, so erhält man bei der Zugutemachung solcher Bleierze Zwischenproducte, welche auf andere darin enthaltene nutzbare Metalle, wie z. B. Kupfer, weiter verarbeitet werden müssen. Ausser dem Bleiglanz können von den bleihaltigen Mineralien noch das Weissbleierz, $\dot{Pb}\,\ddot{C}$ mit 77,6 Proc. Blei und das Buntbleierz, $Pb\,Cl + 3\,\dot{Pb}^3\,(\ddot{P}, \ddot{As})$ mit 69,5 bis 76,2 Proc. Blei, besondere Wichtigkeit für den Hüttenmann haben, da sie zuweilen in grössern Mengen mit zur Verhüttung gelangen.

Probirverfahren. Die Bestimmung des Bleigehaltes in Erzen und Producten erfolgt bei den Hüttenwerken fast nur auf trocknem Wege. Trotz der mehr oder weniger grossen Ungenauigkeit dieser trocknen Proben, haben sich doch die in neuerer Zeit für die Bestimmung des Bleies angegebenen Titrirmethoden einer allgemeinern practischen Anwendung bis jetzt nicht zu erfreuen gehabt, weil diese Methoden zum Theil umständlich sind und reine Substanzen verlangen, mit denen man es in der Praxis nur selten zu thun hat.

---

standtheile an einem solchen Bleikorn sofort dadurch wahrnehmbar, dass dasselbe, wenn man es nach dem Einschmelzen erkalten lässt, an seiner Oberfläche nicht die für vollkommen reines Blei charakteristische bleigraue, glänzende und von gebildeter Glätte gelblich schimmernde Oberfläche zeigt, sondern matt und von schwärzlich grauer Farbe erscheint.

Man bestimmt den Bleigehalt von Erzen und Hüttenproducten, in welchen

1) das Blei an Schwefel gebunden ist und welche mehr oder weniger fremde Schwefelmetalle oder erdige Bestandtheile enthalten,

entweder durch die sogenannte Pottaschenprobe oder durch die Probe mit schwarzem Fluss und Eisen.

Auf den Oberharzer Hütten, auf welchen die erstere Probe Anwendung findet, verfährt man folgendermassen*). 1 Probircentner Erz wird mit dem drei- bis vierfachen Gewicht trockner gereinigter Pottasche, bei blendigen und quarzigen Erzen auch mit etwas Borax, in einem kleinen Thontiegel innig gemengt, mit abgeknistertem Kochsalz bedeckt und in einem Muffel-Probirofen bei geöffneten Zügen und geschlossener Arbeitsöffnung, 20—28 Minuten bis zu völliger Schmelzung erhitzt. Es entsteht eine theilweise Zersetzung des Bleiglanzes unter Bildung von Schwefelkalium, schwefelsaurem Kali und Blei; ein Theil des Schwefelbleies wird aber in der Schlacke durch das Schwefelkalium zurückgehalten ($4\,K\,\ddot{C} + 7\,\dot{P}b = 4\,Pb + 3\,\dot{K}\,\dot{P}b + \dot{K}\,\ddot{\ddot{S}}$). Um diesen in der Schlacke zurückgebliebenen Theil Blei noch möglichst zu gewinnen, wird die Probe hierauf durch Schliessen der Züge und Aufmachen der Arbeitsöffnung etwa 10 Minuten etwas erkalten gelassen, wo bei dem Zutritt der Luft das Schwefelblei theilweis in Bleioxyd und schwefelsaures Bleioxyd übergeht. Giebt man dann nochmals 15—20 Minuten lang eine starke Hitze, so wirkt das in der vorhergehenden Periode gebildete oxydirte Blei auf das noch unzersetzte Schwefelblei der Schlacke so ein, dass sich metallisches Blei ausscheidet ($\dot{P}b + \dot{P}b\,\ddot{\ddot{S}} = 2\,Pb + 2\,\ddot{S}$). Das Verfahren erfordert viel Uebung und Aufmerksamkeit während der Periode des Kaltgehens (Abdampfens). Bei zu langer Dauer desselben wird im Verhältniss zum unzersetzt bleibenden Bleiglanz zu viel $\dot{P}b$ und $\dot{P}b\,\ddot{\ddot{S}}$ gebildet, welche dann bei der Einwirkung auf das $\dot{P}b$ während der letzten stärkern

*) Bodemann's Probirkunst, umgearbeitet von B. Kerl. 2. Aufl. 1857.

Hitze leicht verschlackbares Bleioxyd geben, ($\dot{Pb} + 3\,\dot{Pb}\,\ddot{S} = 4\,\dot{Pb} + 4\,\ddot{S}$). Unterbricht man das Kaltgehen zu früh, so wird nur wenig Bleiglanz oxydirt und bei Einwirkung des Oxydirten auf ersteren entsteht $\dot{Pb}$, welches ebenfalls von $\dot{K}$ in der Schlacke zurückgehalten wird. ($2\,\dot{Pb} + \dot{Pb}\,\ddot{S} = \dot{Pb} + Pb + 2\,\ddot{S}$). Bei einer gut gerathenen Probe zeigt sich die Schlacke vollständig geschmolzen und ohne alle Bleikörner. Der Bleikönig muss rund, bleigrau, matt, dehnbar und leicht von der Schlacke zu trennen sein. Man bringt bei dieser Probe von reinem Bleiglanz gegen 80 Proc. Blei aus.

Die Probe mit schwarzen Fluss und Eisen wird in Freiberg folgender Maassen ausgeführt. Hauptsächlich nur aus Bleiglanz oder aus einem Gemenge von Bleiglanz mit nur wenig anderen Schwefel- und Arsenmetallen bestehende Erze probirt man ungeröstet, enthalten sie dagegen bedeutende Beimengungen von Schwefelkies, Arsenkies und Blende, so wird die zur Probe bestimmte Menge entweder auf einem Thonscherben, Fig. 6, in einer schwach rothglühenden Muffel vorsichtig abgeröstet oder in der zur Schmelzung bestimmten Probirtute Fig. 7, vorher für sich geglüht. Der abgewogene und nach Befinden geröstete oder für sich geglühte Probircentner (= 3,75 Gramm, eingetheilt in 100 Pfd. à 100 Pfundtheile) wird in der Probirtute beschickt mit 3 Probircentnern schwarzen Flusses*) oder eben so viel einen Gemenges von 100 Gewichtstheilen gereinigter Pottasche und 20—25 Gewichtstheilen Roggenmehl, sowie einem Stückchen starken Eisendraht, dessen Gewicht

Fig. 6.

Fig. 7.

*) Dieses bei verschiedenen dokimastischen Proben angewendete Fluss- und Reductionsmittel wird folgendermaassen bereitet. Man mengt 1 Gewichtstheil gereinigten Salpeter mit $2^1/_2$ Gewichtsth. rothen Weinstein, beides gepulvert, gut durcheinander, füllt mit diesem Gemenge einen grössern Thontiegel bis höchstens zu $^2/_3$ seiner Höhe an, setzt den Tiegel unter eine gut ziehende Esse oder an die freie Luft, entzündet das Gemenge mit einem an einem Ende glühend gemachten Eisenstab und deckt den Tiegel mit einem Deckel zu. Das Gemenge verpufft dann gewöhnlich von selbst, ohne dass man nöthig hat, mit dem Eisenstabe nachzuhelfen. Nach dem Erkalten wird

von 20 — 40 Probirpfund geht und sich im Allgemeinen nach dem Gehalte des Erzes an fremden Schwefelmetallen richtet. Strengflüssige Erze erhalten ausserdem einen entsprechenden Zusatz von Borax und bleifreiem Glaspulver. Die Beschickung wird mit einer starken Lage Kochsalz bedeckt und die Probirtute mit dem Fuss einer schon gebrauchten Tute Fig. 7 b. als Deckel versehen. Die Schmelzung geschieht in einem für Feuerung mit Steinkohlen eingerichteten Tiegelofen*) und bleiben die Tuten mindestens einer $^1/_2$- bis $^3/_4$stündigen starken Rothgluth ausgesetzt. Die Probe empfiehlt sich durch Genauigkeit und Einfachheit, und kann man gleichzeitig bequem eine grössere Anzahl von Proben anstellen. Nur bei antimonischem Bleiglanz steht sie der Oberharzer Methode nach. Uebrigens giebt die Freiberger Methode selbst bei einem sehr geringen Bleigehalte der Erze, sowie bei der Bestimmung des Bleigehaltes armer Schlacken genauere, für die Praxis vollkommen ausreichende Resultate. In Przibram, wo man dieselbe Methode anwendet, streut man auf den Boden der Tuten 3 — 5 Pfund Weinstein, legt darauf einen etwa 20 Pfd. schweren dicken Eisendraht, thut dann $^1/_2$ Ctr. = 5 Gramm Bleiglanz etc. mit 120 Pfd. schwarzen Fluss und 10 — 30 Pfd. Borax gemengt, hinzu, bedeckt das Ganze mit Kochsalz und erhitzt die bedeckten Tuten 20 — 25 Minuten in einem schwach rothglühenden Holzkohlen-Windofen, verstärkt die Hitze 20 — 25 Minuten lang, bis die Gasentwickelung aufgehört hat und nimmt, nachdem etwa 8 Minuten lang eine noch stärkere Hitze gegeben worden, die Proben aus dem Ofen. Bei Schlacken und bleiarmen Substanzen schlägt man zur besseren Ausscheidung des Bleies 3 Pfd. metallisches Silber zu, welches demnächst beim Auswägen des Bleikönigs wieder in Abzug gebracht wird. Bleioxydhaltige Proben werden ohne Eisen verschmolzen. Bei strengflüssigen erden- und zinkhaltigen Erzen bestreut man die Proben, bevor die Kochsalzdecke eingetragen wird, mit etwa 7 Pfd. Salpeter, um ein Hängen-

---

der so bereitete, aus kohlensaurem Kali mit höchst fein eingemengter Kohle und etwas kohlensaurem Kalk bestehende schwarze Fluss zerrieben, gesiebt und in einem gut verschlossenen Gefäss aufbewahrt.

*) Jahrbuch für den Berg- und Hüttenmann auf das Jahr 1842. S. 1 ff.

bleiben von unzersetzten Erztheilchen an den Wänden der Tute zu verhindern.

An die eben beschriebenen Verfahrungsarten reiht sich ein auf englischen, belgischen etc. etc. Hütten übliches Verfahren, nach welchem die reineren und reicheren Erze mit Entschwefelungs- und Flussmitteln in schmiedeeisernen Tiegeln geschmolzen werden. Man vermengt 50 Gramm Bleierz mit 25 Gramm Fluss, welcher aus 3 Theilen Weinstein, 2 Theilen Salpeter und 1 Theil Borax besteht, bringt dieses Gemenge in einen schmiedeeisernen Tiegel, auf dasselbe eine Lage Seesalz und setzt den bedeckten Tiegel einer 10 bis 15 Minuten dauernden Hitze in einem Windofen bei Kokesfeuerung aus. Ist die Probe geschmolzen, so wird der Inhalt des Tiegels in einen eisernen Ausguss so entleert, dass die Schlacke im Tiegel zurückbleibt, diese aber nochmals mit etwas Pottasche umgeschmolzen, der Inhalt völlig ausgegossen und der Tiegel von Neuem besetzt. Letztere halten 30—40 Schmelzungen aus.

Levol*) empfiehlt bei reinem Bleiglanz einen Zusatz von Kaliumeisencyanür und Cyankalium, und zwar sollen auf 100 Theile Bleiglanz, 100 Theile Kaliumeisencyanür und 50 Theile Cyankalium genommen, das Ganze gemengt und bei Kirschrothgluth geschmolzen werden.

Am Communion-Unterharz**) probirt man die durch fremde Schwefelmetalle beteutend verunreinigten Bleierze und bleiischen Steine in folgender Weise. 2 Probircentner bereits im Grossen abgeröstetes Bleierz werden 8—12 Stunden unter der Muffel völlig todt geröstet, getheilt, jeder Theil mit dem drei- bis vierfachen Gewicht schwarzen Fluss, etwas Borax und Glas gemengt und mit Kochsalz bedeckt unter der Muffel nach dem Abflammen $\frac{1}{2}$ Stunde, oder in einer Kupfertute im Windofen nach dem Durchschlagen der Flammen 13—15 Minuten geschmolzen.

2) Oxydirte Erze und Produkte werden ebenfalls am besten mit schwarzen Fluss oder einem Gemenge

*) Ann. de Chimie et de Phys. Avril 1856. S. 472, ebenso Polyt. Journ. Bd. 140. S. 362 und Berg- und hüttenm. Zeitg. 1856 S. 319.

**) Kerl, die Rammelsberger Hüttenproc. am Communion-Unterharze 1854.

von Pottasche und Mehl oder Kohle unter einer Kochsalzdecke geschmolzen. Zur Abscheidung von mit dem Bleioxyd verbundenen Säuren, wie Schwefelsäure, Arsensäure, Phosphorsäure, giebt man am zweckmässigsten einen Zusatz von Eisen, sowie bei dem Vorhandensein beträchtlicher Mengen erdiger Substanzen einen Zusatz von bleifreiem Glase.

Mittelst des Löthrohrs lässt sich der Bleigehalt in Erzen und Produkten nach zwei verschiedenen Verfahrungsarten ausmitteln*). Das erste Verfahren, dessen Anwendung da zu empfehlen ist, wo man gleichzeitig einen vorhandenen Kupfergehalt mit bestimmen will, wird folgendermassen ausgeführt. 1 Löthrohrprobircentner feingepulvertes Erz wird zunächst dem Volumen nach mit 3 Mal so viel Kohlenpulver auf einem mit Eisenoxyd ausgestrichenem Thonschälchen geröstet, wie S. 28 bei der Probe auf Zinn mitgetheilt. Leicht sinternden Substanzen setzt man ausserdem noch etwa 50 Milligr. Eisenoxyd zu. Das Rösten wird unter ein- bis zweimaligem Aufreiben der Probe und Vermengen mit Kohle wiederholt, bis weder schwefelige Säure noch Arsen über der glühenden Probe durch den Geruch sich wahrnehmen lassen. Mit der gerösteten Substanz werden hierauf 100 Milligr. wasserfreie Soda und 25—50 Milligr. Boraxglas (um so mehr, je ärmer die zu probirende Substanz an Blei oder je reicher sie an fremden Bestandtheilen ist) gemengt, das Ganze in einen Sodapapiercylinder gepackt und in einem mit Kohle ausgefütterten Thontiegelchen, wie ebenfalls bei der Zinnprobe S. 28 beschrieben, geschmolzen. Nach 5 bis höchstens 8 Minuten langem ununterbrochenen Blasen muss die Probe vollkommen geschmolzen sein und sich nach dem Erkalten auf dem Boden des ausgefütterten Tiegelchens als eine mit glatter Oberfläche versehene Kugel vorfinden, ohne dass an der Deckkohle ein Bleioxydbeschlag zu sehen ist. Das Blei befindet sich nur äusserst selten als ein einziges Korn in der Schlacke, es ist vielmehr gewöhnlich in mehrere grössere und kleinere Körner zertheilt, welche nach vorsichtigem Zerschlagen der Probe zwischen Papier durch Schlämmen mit Wasser von der Schlacke

*) Plattner, die Probirkunst mit dem Löthrohre. III. Aufl. S. 616 und 622.

befreit werden müssen. Man schmilzt sie hierauf auf Kohle zusammen und behandelt das Korn in einer Vertiefung derselben nach dem Zusatz von etwas Borsäure so lange mit einer oxydirenden Flamme, bis es sowohl die dem Kupfer im schmelzenden Zustande eigenthümliche blaugrüne Farbe zeigt, als auch sich nach dem Erkalten bei gehöriger kupferrother Farbe unter dem Hammer, ohne Risse zu bekommen, ausplatten lässt. Nach Abzug des erhaltenen Kupfers von dem Gewichte des kupferhaltigen Bleies, ergiebt sich der Gehalt an Blei.

Das zweite Verfahren, nach welchem mittelst des Löthrohrs der Bleigehalt sowohl in reinem Bleiglanz, als auch in aufbereiteten Bleierzen, welche mit andern Schwefel- und Arsenmetallen gemengt sind, und in Erzen und Hüttenprodukten, welche das Blei oxydirt enthalten, bestimmt werden kann, ist einfacher und wird in folgender Weise ausgeführt. 100 Milligr. Erz etc. bringt man in ein Thontiegelchen, legt dazu, je nachdem in der Substanz wenig oder viel Schwefel, 30—50 Milligr. metallisches Eisen in Drahtform, schüttet darauf 300 Milligr. des S. 19 angegebenen Fluss- und Reduktionsmittels, und überdeckt das Ganze mit 3 Löffelchen (circa 600 Milligr.) abgeknistertem Kochsalz. Die Schmelzung der Probe erfolgt ganz so, wie S. 19 bei der Probe auf Wismuth angegeben. Nach dem Erkalten und Zerschlagen des Tiegels findet sich am Boden desselben ein Bleikorn und an dessen Seite das zugesetzte Eisenstückchen, welches durch einige Hammerschläge leicht getrennt werden kann. Der Kupfergehalt eines solchen aus Schwefelmetallen bestehenden Erzes, geht, wenn derselbe nicht sehr bedeutend ist, völlig als Schwefelkupfer in die Schlacke. Bleiarmen Erzen und Schlacken setzt man zur vollständigeren Vereinigung des Bleies eine genau ausgewogene Menge Silber (50—80 Milligr.) zu. Ist das Blei in den zu untersuchenden Substanzen im oxydirten Zustande vorhanden, so setzt man noch 25—30 Milligr. Stärkemehl zu und mengt das Fluss- und Reduktionsmittel mit der Substanz. Hat dieselbe einen merklichen Kupfergehalt, so muss sie in demselben Tiegelchen vor der Beschickung mit Schwefel gemengt und erhitzt werden, um das Kupfer in Schwefelkupfer zu verwandeln und auf diese Weise in die Schlacke überzuführen.

## Gewinnungsmethoden des Bleies.

Das Verschmelzen der Bleierze erfolgt in Flammöfen, Schachtöfen und Heerdöfen. Die Anwendung der Flamm- und Heerdöfen beschränkt sich fast nur auf die Verarbeitung des entweder an und für sich reinen oder möglichst rein aufbereiteten Bleiglanzes, während diejenigen Bleierze, welche das Blei im oxydirten Zustande enthalten, oder in welchen der Bleiglanz mit andern Erzen gemengt sich befindet, durchgängig über Schachtöfen verschmolzen werden. An einigen Orten werden auch Schachtöfen zum Verschmelzen des reinen Bleiglanzes angewendet.

1) **Verschmelzen der Bleierze in Flammöfen.** Das Wesentliche dieses Processes besteht darin, den Bleiglanz durch Röstung zum Theil in schwefelsaures Bleioxyd und Bleioxyd umzuändern, und diese entstandenen Verbindungen bei erhöhter Temperatur auf den noch unzersetzt gebliebenen Theil des Bleiglanzes einwirken zu lassen. Bleierze, welche mit Gangarten oder anderen Erzen sehr verunreinigt sind, eignen sich zum Verschmelzen in Flammöfen wenig, weil diese Beimengungen der Einwirkung des Bleioxydes und schwefelsauren Bleioxydes auf den unzersetzten Bleiglanz hinderlich sind, indem sie die unmittelbare Berührung entweder erschweren, oder wohl gar diese Einwirkung durch Bildung chemischer Verbindungen unmöglich machen. Besonders nachtheilig wirkt die Kieselerde, weil sie die Verschlackung des entstandenen Bleioxydes in sehr hohem Grade befördert. Da aber selbst die reinsten Bleierze nicht ganz vollständig von fremdartigen Beimengungen befreit werden können, so entstehen bei der Verarbeitung der Bleierze im Flammofen durch diese verbundene Röst- und Schmelzarbeit jederzeit bleihaltige Rückstände, welche einer besondern Schmelzarbeit in Schachtöfen (seltener Flammöfen) unterworfen werden müssen.

Man kann drei verschiedene Methoden unterscheiden, welche bei der Verschmelzung des Bleiglanzes in Flammöfen in Anwendung kommen, die kärnthner, englische und französische Methode. Während man sich bei der erstern der Flammöfen mit gegen den Horizont geneigtem Heerde bedient, auf welchem das Blei fortwährend aus dem Ofen

fliesst, sind bei den letztgenannten beiden Verfahrungsarten Flammöfen mit vertieftem Heerde in Anwendung, aus welchem das angesammelte Blei von Zeit zu Zeit durch eine Stichöffnung abgelassen wird.

Kärnthner Verfahren. Wird Bleiglanz bei niedriger und nur nach und nach gesteigerter Temperatur geröstet, bis auf 1 Atom schwefelsaures Bleioxyd, welches sich neben etwas Bleioxyd bildet, noch 1 Atom unzersetzter Bleiglanz vorhanden ist, hierauf aber die Temperatur erhöht, so entsteht metallisches Blei, während schweflige Säure fortgeht. $\dot{Pb} + \dot{Pb}\,\ddot{S} = 2\,Pb + 2\,\ddot{S}$. Auf dieselbe Weise wird gleichzeitig entstandenes Unterschwefelblei zersetzt. $\dot{Pb} + \dot{Pb}\,\ddot{S} = 3\,Pb + 3\,\ddot{S}$. Im Verlauf dieses Processes findet nun aber auch eine stete Zersetzung des noch vorhandenen rohen Bleiglanzes statt, bis sich endlich auf 1 Atom Schwefelblei 3 Atome schwefelsaures Bleioxyd gebildet haben, worauf nicht mehr Blei, sondern Bleioxyd entsteht. $\dot{Pb} + 3\,\dot{Pb}\,\ddot{S} = 4\,\dot{Pb} + 4\,\ddot{S}$. Werden jetzt glühende Kohlen unter die Masse gemengt und dieselbe bearbeitet, so tritt eine Reduktion des Bleioxydes zu metallischem Blei ein. Der eben mitgetheilte Vorgang findet bei dem Verfahren statt, welches auf den Bleihütten in Kärnthen, z. B. in Bleiberg, Raibl, Kreuth, in Anwendung steht.

In Bleiberg*) kommen Kern- und Schlammschlieche zur Verarbeitung, jene enthalten 72 bis 75 Proc. Blei, diese 67 bis 73. Während für die Kernschlieche in neuerer Zeit die sogenannten nordamerikanischen Bleiöfen eingeführt worden sind, werden die Schlammschlieche noch in Kärnthner Oefen zu Gute gemacht, von denen man einfache und doppelte hat. Der Heerd eines einfachen derartigen Ofens ist 3,42 Meter tief und 1,42 Meter breit, von rechtwinklicher Form und zieht sich nur in der Nähe der Arbeitsseite bis zur Arbeitsöffnung, welche eine Breite von 0,32 Meter hat, zusammen. Der Heerd hat nach dieser Oeffnung zu auf seine ganze Tiefe 0,63 Meter Fall. Der Feuerungsraum befindet sich an einer der langen

*) Mémoire sur le gisement, l'exploitation etc. etc. des minerais de plomb de Bleiberg. Ann. des mines, Sér. IV. Tom. VIII. p. 239. Uebers. im Bergwerksf. Bd. XI. S. 161.

Seiten. Die Schmelzsohle besteht aus zerkleinten und festgeschmolzenen Bruchstücken früherer Sohlen. Die Arbeitsöffnung dient zugleich zum Ablassen des Bleies, zum Einsetzen des Schlichs und Herausziehen der Rückstände.

Eine Schmelzpost für einen einfachen Ofen besteht aus 207 Kilogr. Erz. Nachdem man dieselbe in den dunkelrothglühenden Ofen gebracht und gleichmässig auf dem Heerde ausgebreitet hat, lässt man sie bei dieser Temperatur unter öfterem Wenden und Umrühren 3 Stunden lang rösten. Man feuert hierauf stärker und beginnt die circa 4 Stunden dauernde Periode des Bleirührens, während welcher unter stetem Umrühren, ununterbrochen Blei aus dem Erze fliesst und durch die Arbeitsöffnung in warm gehaltene Formen rinnt. Scheidet sich endlich kein Blei mehr aus, so mengt man Kohlenklein unter die Post und zieht sie vorläufig aus dem Ofen, um eine neue einzubringen, welche in derselben Weise, wie die vorhergehende, 7 Stunden lang behandelt wird. Nach dieser Zeit bringt man die reichen Schlacken von der ersten Post wieder in den Ofen zu denen der zweiten zurück und steigert eine Stunde lang die Temperatur, wobei noch etwas Blei erfolgt. Das Rösten und Bleirühren beider Posten dauert 15 Stunden und gewinnt man dabei 140—150 Kilogr. Blei. Es beginnt nun die 7—8 Stunden währende Periode des Bleipressens für beide Posten zugleich, während welcher bei erhöhter Temperatur und unter fortwährendem Wenden und Rühren der mit Kohle gemengten Massen noch 130—140 Kilogr. Blei erhalten werden, so dass also die ganze Operation mit beiden Posten 23 Stunden gedauert hat. Man zieht jetzt die Schlacken aus dem Ofen und setzt das in den Formen erhaltene Blei noch einmal auf den Heerd, um es durch Aussaigern von den darin befindlichen Unreinigkeiten zu befreien.

Aus einer doppelten Schmelzpost von 414 Kilogr. Schliech erhält man bei einem Aufgange von $^4/_9$ Klafter Holz, 56 Kilogr. oder 13,5 Proc. Schlacken mit 8 — 9 Proc. Blei, welche aufbereitet und über niedrigen Schachtöfen zu Gute gemacht werden. In einem Ofen verschmilzt man jährlich 1490 metr. Centner (à 100 Kilogr.) Schliech und producirt circa 990 metr. Centner Blei.

In neuerer Zeit hat man Flammöfen mit doppelter Sohle

angewendet. Ueber dem unteren Heerde befindet sich nämlich ein zweiter oberer im Kreuz, welcher durch die vom untern Heerde abziehende Flamme geheizt wird. Im untern Ofen wird das Bleirühren und Pressen, im obern das Rösten vorgenommen. In letztern werden 420 Kilogr. Schliech eingetragen und 11 Stunden lang bei einer 800° C. nicht übersteigenden Temperatur geröstet. Man gewinnt dabei circa 75 Kilogr. Blei. Das Röstgut wird alsdann herausgezogen und auf den Heerd des untern Ofens gebracht, während sofort eine neue Röstpost auf den obern Heerd gelangt. Die Operation im untern Ofen dauert etwas mehr als 11 Stunden. Im Ganzen erhält man aus 420 Kilogr. Schliech durchschnittlich 276,08 Kilogr. oder 65,73 Proc. Blei, welches wie bei den Flammöfen mit einfachem Heerde gereinigt wird. Der Verbrauch an Brennmaterialien ist um $\frac{1}{3}$ und der Verlust an Blei um 2 Proc. geringer als bei den einfachen Oefen, ebenso sind die Kosten ohne Berücksichtigung des höhern Metallausbringens um 15 Proc. niedriger.

Man erzeugt übrigens in einem Jahre mit einem Doppelofen aus 3074 metr. Centnern Schliech 2020 metr. Ctr. Blei.

Englisches Verfahren. Hat sich im Bleiglanz nach kurzer Röstzeit im Verhältniss zum unzersetzten Schwefelblei weniger schwefelsaures Bleioxyd gebildet, und wird hierauf das Röstgut einer höheren Temperatur ausgesetzt, so entsteht ausser metallischem Blei hauptsächlich Unterschwefelblei. $2\,\dot{P}b + \dot{P}b\,\ddot{S} = \dot{P}b + Pb + 2\,\ddot{S}$. Das Unterschwefelblei giebt dann bei einer etwas niedrigeren Temperatur einen Theil seines Bleigehaltes ab und lässt Schwefelblei zurück, welches wiederum durch vorhandenes schwefelsaures Bleioxyd zerlegt wird. Dieser Vorgang findet bei demjenigen Schmelzprocess statt, welcher in England zur Darstellung des Bleies aus Bleiglanz üblich ist. Die dortigen Bleierze halten mindestens 70 Proc. Blei und als Gangarten hauptsächlich Kalkspath, Flussspath und Schwerspath. Die Flammöfen haben im Allgemeinen die aus Fig. 8 a und b zu ersehende Construction. Auf jeder Seite des Ofens befinden sich 3 Arbeitsthüren *h*. Unter der mittleren Oeffnung der einen Seite (Abstichseite) befindet sich die Abstichöffnung, gegen welche sich der Heerd

Fig. 8 a.

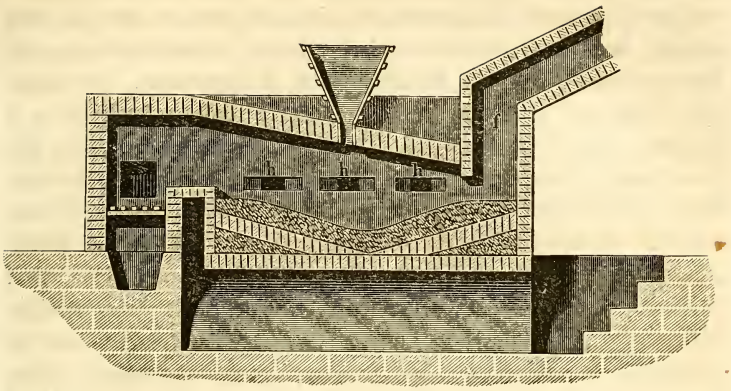
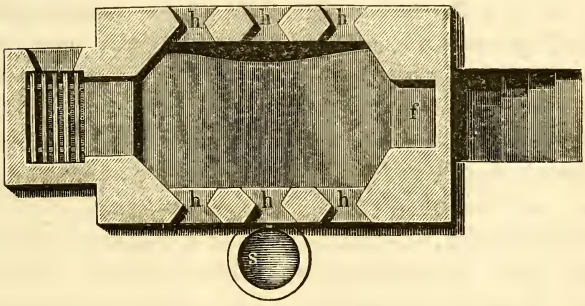



Fig. 8 b.




von allen Seiten etwas neigt. Vor ihr liegt der Stichheerd *s*. Die Erze gelangen durch eine Oeffnung im Gewölbe des Ofens, über welcher ein Aufgebetrichter angebracht ist, auf den Heerd.

In Wales und Yorkshire beträgt der jedesmalige Einsatz 20 engl. Centner Erz, welche gleichmässig über den ganzen Heerd ausgebreitet werden. Unter öfterem Wenden und Rühren des Erzes bei Rösthitze und Zurückgabe der vom vorigen Abstich herrührenden steinartigen Schlacke, durch deren Einwirkung auf den röstenden Bleiglanz sich schon fortwährend Blei ausscheidet, wird endlich nach 2 Stunden stärkere Hitze gegeben und nachdem dies kurze Zeit geschehen, der Ofen durch Oeffnen der Arbeitsthüren wieder etwas abgekühlt. Das Blei rinnt jetzt von allen Seiten in den Sumpf, um aber das Hinabgleiten des erweichten Unterschwefelbleies

zu verhindern, bringt man die Schmelzmasse durch Eintragen einiger Schaufeln Kalkpulver in einen teigartigen Zustand und wendet und rührt dieselbe fleissig durch. Man fährt nun mit diesem abwechselnden Erhöhen der Temperatur, Eintragen von Kalk etc. mehrmals fort, bis man endlich nach etwa 5 Stunden vom Eintragen des Erzes an gerechnet, das Blei aus dem Sumpf absticht und zu einem neuen Einsatz schreitet. Man rechnet auf 100 Pfd. Bleischliech einen Verbrauch von 50 Pfd. Steinkohlen. Man erhält ferner 18 — 20 Proc. Rückstände von dem verarbeiteten Erze, welche 24 — 25 Proc. Blei als Bleivitriol und Schwefelblei enthalten. Der Bleigehalt der Rückstände wird durch Verschmelzung derselben in niedrigen Schachtöfen zum grossen Theil gewonnen. Das Ausbringen überhaupt ist 67 — 67,5 Proc. Blei excl. und $70^3/_4 - 71^1/_4$ incl. des aus den Rückständen erfolgten Metalls.

In Cumberland und Derbyshire schmilzt man bei nach und nach verstärkter Rösthitze, schliesslich unter Zusatz von Flussspath, die Masse vollständig in den Sumpf, lässt die oberste bleiärmere Schlacke durch eine besondere Oeffnung im Ofen ab und wirft hierauf eine Quantität zerkleinte Kokes auf die noch im Ofen zurückgebliebene reiche Schlacke, um sie zum Erstarren zu bringen. Nach erfolgtem Abstich wird die im Ofen zurückgebliebene reiche Schlacke durch die mittlere Thüröffnung entfernt. Die auf dem abgestochenen Blei ausgeschiedene steinartige Schlacke, welche hauptsächlich aus Unterschwefelblei besteht, wird mittelst einer durchlöcherten Schaufel abgehoben, damit das anhängende Blei ausfliessen kann, und in den Ofen zurückgegeben, wo sich bei niederer Temperatur aus dem Unterschwefelblei noch ein grosser Theil Blei absondert. Die hierbei erhaltenen Rückstände endlich werden mit den reichen Schlacken in niedrigen Schachtöfen zu Gute gemacht.

Auf den Bleihütten in Cornwall trennt man den Röst- und Schmelzprocess, indem man die Bleierze in einem besonderen Flammofen (unvollständig) abröstet und dann in einem besonderen Flammofen schmilzt. Letzterer weicht in seiner Construction von denen nicht ab, die man in Wales und Yorkshire anwendet, auch ist das Verfahren bei der Arbeit ganz damit übereinstimmend.

Französisches Verfahren. Hat sich bei allmähliger Röstung von Bleiglanz im Verhältniss zum unzersetzten Schwefelblei eine grössere Menge von schwefelsaurem Bleioxyd gebildet, so entstehen bei gesteigerter Temperatur Bleioxyd und schweflige Säure. $\dot{Pb} + 3\,\dot{Pb}\,\ddot{S} = 4\,\dot{Pb} + 4\,\ddot{S}$. Das Bleioxyd reducirt sich nach dem Behandeln mit Kohle zu metallischem Blei. $4\,\dot{Pb} + 4\,C = 4\,Pb + 4\,\ddot{C}$. Ist noch schwefelsaures Bleioxyd vorhanden, so wird dieses ebenfalls von der Kohle zerlegt*). Beim dunkeln Glühen mit überschüssiger Kohle nämlich entwickelt sich blos Kohlensäure, keine schweflige Säure, und es bleibt Schwefelblei, bei gleichen Atomen (152 Th. : 6 Th.) entwickelt sich bei niedriger Hitze Kohlensäure, während nur die Hälfte des Salzes zu Schwefelblei reducirt wird. $2\,\dot{Pb}\,\ddot{S} + 2\,C = \dot{Pb}\,\ddot{S} + \dot{Pb} + 2\,\ddot{C}$. Bei hierauf gesteigerter Glühhitze zersetzt sich das Schwefelblei mit dem schwefelsauren Bleioxyd in schweflige Säure und Blei (Kärnthner Process). Bei 2 Atomen schwefelsauren Bleioxydes auf 1 Atom Kohle (304 Th. : 6 Th.) wird zuerst bei gelindem Glühen $\frac{1}{2}$ Atom Schwefelblei erzeugt; $4\,\dot{Pb}\,\ddot{S} + 2\,C = 3\,\dot{Pb}\,\ddot{S} + Pb\,S + 2\,\ddot{C}$, dieses zersetzt sich dann bei stärkerem Glühen mit dem $1\frac{1}{2}$ Atom schwefelsaurem Bleioxyd in schwefligsaures Gas und Bleioxyd. $3\,\dot{Pb}\,\ddot{S} + \dot{Pb} = 4\,\dot{Pb} + 4\,\ddot{S}$. Diese Vorgänge finden bei dem französischen Verfahren der Zugutemachung des Bleiglanzes in Flammöfen statt. Es lassen sich allerdings auf diese Weise unreinere Bleierze verschmelzen, als nach dem englischen Verfahren, da die niedrigere Temperatur bei der Röstung nicht so leicht eine Verschlackung herbeiführt, indess darf der Quarzgehalt nicht über 5 Proc. steigen, indem dann doch der erwähnte, die Röstung störende Nachtheil eintritt. Schwefelkies und Zinkblende sind weniger nachtheilig. Die Produktion in einer gewissen Zeit ist wegen der länger dauernden Röstung geringer als bei dem englischen Verfahren.

Zu Poullaouen in der Bretagne, wo das in Rede stehende Verfahren bei der Verschmelzung von silberhal-

*) Ann. Chim. Phys. 63. 454; auch Erdm., J. f. pr. Chem. XI. 68.

tigem Bleiglanz in Anwendung ist*), enthalten die verarbeiteten Schliecbe im Durchschnitt gegen 65 Proc. Blei und als fremdartige Bestandtheile Schwefelkies, Zinkblende und Quarz. Der Flammofen Fig. 9 a und b hat an seiner vordern

Fig. 9 a.

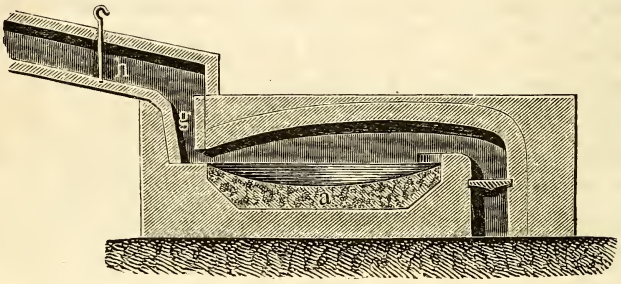
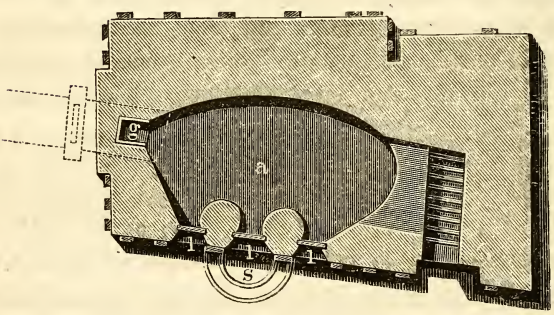


Fig. 9 b.



Seite drei Arbeitsthüren *l*, unter der mittelsten befindet sich die Stichöffnung nebst dem davor liegenden Stichheerde *s*. Der Schmelzheerd *a* besteht aus festgeschlagenem Thon, *g* der Fuchs, *h* die mit einem Register versehene geschleifte Esse. Jeder Schmelzposten besteht aus 1300 Kilogr. Erz und ist in 16 Stunden verarbeitet. Hat indess der Ofen eine neue Schmelzsohle erhalten, so beginnt man zuerst mit der Verarbeitung eines Postens von 500 Kilogr. und steigt mit jeder neuen Post um 100 Kilogr. Mit der 13. bis 15. Post wird das Ausbringen an Werkblei regelmässig und der Ofen kommt

**) Berg- u. Hüttenm. Zeit. 1854, S. 177. Desgleichen Jahrg. 1859. S. 341.

in gehörigen Gang. $1\frac{1}{2}$ Stunde nach dem Eintragen des Erzes hat sich auf demselben eine $1\frac{1}{2}$ bis 2 Zoll starke Kruste, hauptsächlich aus schwefelsaurem Bleioxyd bestehend, gebildet, wodurch der Beginn der Röstung angezeigt wird. Diese Krustenbildung lässt man hierauf beinahe 4 Stunden lang bei mässigem Feuer währen. Der Arbeiter zerschlägt stets die entstandene Kruste, mengt sie mit dem darunter liegenden Erze und translocirt dasselbe fortwährend, bis endlich nach dieser Zeit das Röstgut zusammenzubacken beginnt und einzelne Werkbleitropfen, durch Einwirkung des Schwefelbleies auf den Bleivitriol, zum Vorschein kommen. Man beginnt jetzt zur Reduktion des im Röstgute durch Einwirkung des Bleivitriols auf den unzersetzten Bleiglanz gebildeten Bleioxydes, Holzknüppel unter das Röstgut zu mengen, darf jedoch die Temperatur nur so hoch sich steigern lassen, dass die Masse eine gewisse Consistenz behält und nicht zu flüssig wird. Nach 4—5 Stunden, vom Anfang der Werkbleibildung an, ist der Sumpf im Heerde hinlänglich mit Werkblei gefüllt, worauf letzteres in den vor dem Ofen liegenden Stichheerd, welcher aus einem Granitblock geformt ist, abgestochen wird. An der Oberfläche des abgestochenen Werkbleies befindet sich stets eine hauptsächlich aus Unterschwefelblei bestehende Masse, welche abgehoben wird und wieder in den Ofen zurückkommt. Das Werkblei reinigt man vollends durch Umrühren mit Reissig. Der im Ofen gebliebene Rückstand wird hierauf noch circa 3 Stunden in der erwähnten Weise bei gesteigerter Temperatur bearbeitet, dann aber das Werkblei wiederum abgestochen und der Heerd von den darauf gebliebenen Schlacken gereinigt.

Das Resultat des Processes gestaltet sich nach einem grösseren Durchschnitt folgendermaassen. Aus 1300 Kilogr. Erz mit 845 Kilogr. Blei werden gewonnen: 670 Kilogr. Werkblei, 350 Kilogr. Schlacken mit 34 Proc. Blei und 8 Kilogr. Rauch mit 40 Proc. Blei, woraus sich ein Bleiverlust von 4 Proc. ergiebt. Der Aufgang an Brennmaterial hierbei beträgt 5 Cub.-Meter Knüppelholz und 300 Kilogr. Steinkohlen. Die Schlacken werden bei der Verschmelzung silberreicher oxydischer Erze, welche auf den dortigen Gruben mit gewonnen werden, in

Halbhohöfen zugeschlagen, wobei ein Zusatz von metallischem Eisen gegeben wird.

Am Oberharz hat man versucht, den Bleiglanz der dasigen Gruben nach der eben beschriebenen französischen Methode in Flammöfen zu verschmelzen, allein ohne günstigen Erfolg. Hauptsächlich war es der Quarzgehalt der Schlieche, der den richtigen Verlauf des Processes hinderte und schon bei gelinder Röstung eine Verschlackung herbeiführte*).

Französische Niederschlagsarbeit. Bei diesem wenig angewendeten Verfahren wird zur Zersetzung des Bleiglanzes ein Zuschlag von Eisen gegeben. Man erhält Blei und Stein, welcher hauptsächlich aus Schwefeleisen mit sehr wenig Blei (1 bis $1\frac{1}{2}$ Proc.) besteht. Am anwendbarsten, wenn die Kosten für den Eisenzuschlag nicht zu bedeutend sind, bleibt das Verfahren für solche Erze, die wegen ihrer stärkeren Verunreinigung mit Gangarten und fremden Schwefelmetallen, wie Schwefelkies und Zinkblende, durch die zuletzt mitgetheilte Methode der Zugutemachung inFlammöfen, nicht ohne grossen Bleiverlust verarbeitet werden können.

2) **Verschmelzen der Bleierze in Schachtöfen.** Die Zugutemachung solcher Bleierze, welche sich wegen fremdartiger Beimengungen nicht mit Vortheil über Flammöfen verarbeiten lassen, geschieht in Schachtöfen, und zwar verschmilzt man hierbei die Erze entweder in rohem oder geröstetem Zustande. Bei der Arbeit mit rohen Erzen, der sogenannten Niederschlagsarbeit, bewirkt man die Zersetzung des Schwefelbleies durch metallisches Eisen oder eisenreiche Substanzen. Die Arbeit mit gerösteten Erzen besteht in einer Verschmelzung dieser Erze entweder für sich oder ebenfalls unter Anwendung von Niederschlagsmitteln.

A) Niederschlagsarbeit. Am geeignetesten für diesen Process sind reichere Bleierze, welche mehr Gangarten und weniger fremde Schwefelmetalle enthalten, indem diese letztern ebenfalls eine mehr oder weniger vollständige Zersetzung durch Eisen erleiden, und daher sowohl eine unnöthige Menge Eisen

---

*) Kerl, Oberharzer Hüttenprocess. 1852. p. 103. Desgl. in Berg- und hüttenm. Z. 1854 p. 217.

in Anspruch nehmen, als auch Veranlassung zur Verunreinigung des Bleies durch die abgeschiedenen Metalle geben. Die Arbeit wird durch Anwendung des metallischen Eisens kostbar und lässt sich nur in den Gegenden mit Vortheil anwenden, wo das Eisen verhältnissmässig billig zu beschaffen ist; man hat daher diesen theuren Zuschlag durch eisenoxydreiche Substanzen, z. B. Eisenstein, gerösteten Roh- und Bleistein zu ersetzen gesucht, welche ebenfalls, obwohl weniger energisch, das Schwefelblei zerlegen.

Die Oefen, deren man sich bei der Niederschlagsarbeit bedient, sind meist Halbhohöfen. Lassen sich auch Erze von gröberem Korn über niedrigeren Schachtöfen bequem mit Eisen verschmelzen, so liegt doch der reine Bleiglanzschliech so dicht im Ofen, dass bei einer nur geringen Höhe desselben eine vollkommene Einwirkung des Eisens kaum zu erreichen sein würde. Ebenso erfordern stark mit Gangarten verunreinigte Bleierze höhere Oefen, damit eine vollständige, dem Processe entsprechende Verschlackung dieser Beimengungen erfolgen kann. Wo man anstatt des metallischen Eisens, eisenoxydreiche Substanzen anwendet, sind ebenfalls zur Reduktion derselben hohe Schächte nothwendig. Nach der Art des Zumachens sind die gebräuchlichen Oefen entweder Sumpföfen oder Spuröfen.

Die Produkte der Niederschlagsarbeit sind in der Hauptsache Blei, Bleistein und Schlacken. Das Blei ist fast stets silberhaltig und heisst dann Werkblei. Der Silbergehalt wird entweder durch sofortiges Abtreiben des Werkbleies gewonnen, oder bei sehr niedrigen Gehalten unterwirft man es vorher dem Pattinson'schen Silberconcentrationsprocess. Der Bleistein kann einen grösseren oder geringeren Bleigehalt haben. Derselbe sollte zwar, wenn man das nach der stöchiometrischen Berechnung zu seiner Zersetzung erforderliche Eisenquantum giebt, nur Schwefeleisen enthalten, allein dieses hält stets Schwefelblei zurück. Ausserdem befinden sich da, wo die Erze noch andere Schwefelmetalle enthalten, wie z. B. $\dot{C}u$, $\dot{A}g$, $\ddot{S}b$, auch diese zum Theil im Stein. Der Rückhalt an Schwefelblei scheint nach Karsten's Beobachtungen mit der im Ofenschacht vorhandenen Temperatur in Verbindung

zu stehen und ist bei niedriger Temperatur grösser als bei höherer, weil sich Schwefeleisen mit Schwefelblei bei geringerer Temperatnr verbindet, als die Abscheidung des Bleies durch Eisen aus dem Bleiglanz erfolgt. Man erhält deshalb bei Anwendung von Kokes einen bleiärmeren Stein als bei Holzkohlen und ebenso erzeugen sich in hohen und engen Oefen, in welchen eine höhere Temperatur herrscht, bleiärmere Steine als in niedrigeren Oefen. Die Bildung eines bleireichen Steins ist indess in manchen Fällen von Vortheil und zwar da, wo das Bleierz zugleich verhältnissmässig silberreich ist. Das Schwefelsilber geht nämlich wegen seiner grossen Verwandtschaft zum Schwefeleisen immer theilweise mit in den Stein, und es müsste bei der spätern Verarbeitung des letztern, zur Gewinnung des darin enthaltenen Silbers, noch mehr Blei zugesetzt werden, wenn der Stein nicht von demselben enthielte. Der Bleistein wird deshalb zu wiederholten Malen geröstet und mit einem Zuschlag von Eisen und hochsilicirten Schlacken verschmolzen (verändert). Enthielten die Bleierze Kupfer, so concentrirt sich durch diese wiederholten Schmelzungen der Kupfergehalt endlich so im Stein, dass er als Kupferstein auf dieses Metall weiter verarbeitet werden kann.

Die Schlacke, welche man bei der Niederschlagsarbeit erzeugt, nähert sich in ihrer Zusammensetzung einem Bisilicat, da bei Erzeugung einer derartigen Verbindung der Schmelzgang erfahrungsmässig am besten geht. Eine hauptsächliche Anwendung finden diese Schlacken bei der Verarbeitung des gerösteten Bleisteins, wo sie zur Aufnahme des durch die Röstung entstandenen oxydirten Eisens zugeschlagen werden.

Enthalten die durch die Niederschlagsarbeit verschmolzenen Erze Arsen- oder Antimonverbindungen, so bilden sich wohl auch speiseartige Produkte.

a) Oberharzer Niederschlagsarbeit*). Auf den Silberhütten zu Clausthal, Altenau, Lautenthal und Andreasberg wird hauptsächlich silberhaltiger Bleiglanzschliech mit 40—70 Pfd. Blei und $1\frac{3}{4}$—11 Loth Silber im Centner**)

*) Kerl, Oberharzer Hüttenprocess. 1852. Kerl, Handb. der metall. Hüttenk. Bd. II.

**) 1 hannöv. (alter) Centner = 100 Pfd. à 32 Loth à 4 Quent = 46,7711 Kilogr. Sämmtliche Gewichtszahlen beziehen sich, wo diess nicht ausdrücklich bemerkt worden, noch auf das alte Gewicht.

verschmolzen. Die Schlieche enthalten an fremdartigen Beimengungen hauptsächlich Schwefelkies, Zinkblende, Kupferkies, Kalkspath, Quarz, Schwerspath, Thonschiefer etc. Der Schmelzprocess zu Clausthaler und Altenauer Hütte ist nicht wesentlich verschieden, der bedeutende Zinkblendegehalt der Lautenthaler Erze bedingt einige Abweichungen, ebenso ist der Process zu Andreasberg wegen Verhüttung von eigentlichen Silbererzen verschieden.

Beim Gattiren der Schlieche sucht man die strengflüssigen, kieselerdehaltigen Erze auf die leichtflüssigen eisenspäthigen möglichst zu vertheilen, und zwar beträgt der durchschnittliche Metallgehalt des Gemenges zu Clausthal und Altenau 54 bis 56 Pfund Blei und 3 bis $3\frac{1}{2}$ Loth Silber, zu Lautenthal 62 bis 64 Pfund Blei und 3 bis $3\frac{1}{4}$ Loth Silber im Centner. Die gattirten Schlieche beschickt man in Quantitäten von 1 Rost (= 38 Ctr. Trockengewicht) mit Roheisen in Gestalt von Granulir-, Wasch- und Brucheisen, Stein- und Schliechschlacken, sowie bleiischen Produkten vom Abtreiben des Werkbleies.

Die Steinschlacken enthalten 5—7 Pfd. Blei und 0,05 bis 0,1 Lth. Silber im Centner, und sind wegen ihrer basischen Natur, vermöge welcher sie die in den Schliechen enthaltene Kieselerde aufzunehmen und dadurch das Blei vor Verschlackung zu schützen vermögen, ein sehr geeigneter Zuschlag. Die Schliechschlacken benutzt man wiederum, um als kieselerdreiche strengflüssige Verbindungen die Wirkung der basischen Steinschlacken aufzuheben und dadurch den Schmelzgang etwas saigerer zu machen. Die bleiischen Produkte von der Abtreibearbeit (Abstrich, Glätte und Heerd) mit 66 bis 90 Pfd. Blei und 0,062 bis 2,25 Lth. Silber im Centner werden sowohl zur Gewinnung ihres Bleigehaltes, als auch zur bessern Ausziehung des Silbers aus den Erzen der Beschickung zugetheilt. In welcher Weise die Beschickungen bei den verschiedenen Hütten zusammengesetzt sind, ergiebt sich aus der beistehenden, Kerl's Handbuch der met. Hüttenk. Bd. II. S. 54, entnommenen Tabelle.

| | Clausthal. u. Alten. Hütten. | | | Lautenthaler Hütte. | | | Andreasberger Silberhütte. Arme Beschickung | | | Andreasberger Silberhütte. Reiche Beschickung | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Beschick. Ctnr. | Gehalt der Beschickung. Blei Ctnr. | Gehalt der Beschickung. Silber Lth. | Beschick. Ctnr. | Gehalt der Beschickung. Blei Ctnr. | Gehalt der Beschickung. Silber Lth. | Beschick. Ctnr. | Metallgehalt Blei Ctnr. | Metallgehalt Silber Lth. | Beschick. Ctnr. | Metallgehalt Blei Ctnr. | Metallgehalt Silber Lth. |
| Schliech | 45,98 | 25,29 | 160,93 | 33,77 | 21,28 | 109,75 | 31,67 | 16,05 | 193,50 | 23,53 | 11,21 | 433,61 |
| Glätte und Heerd | 5,17 | 4,55 | 2,11 | 3,55 | 2,81 | 3,15 | 8,34 | 7,34 | 4,17 | 22,29 | 19,62 | 11,15 |
| Abstrich | 1,73 | 1,44 | 0,16 | 1,34 | 1,11 | 0,13 | 6,66 | 4,86 | 3,33 | 4,94 | 3,61 | 2,47 |
| Steinschlacken | 22,99 | 1,37 | 1,84 | 31,12 | 1,86 | 2,49 | | | | | | |
| Schliechschlacken | 18,96 | 1,33 | 1,71 | 26,66 | 1,50 | 0,83 | 50,00 | 3,00 | 4,00 | 46,45 | 2,79 | 3,72 |
| Granulireisen | 5,17 | | | 3,56 | | | 3,33 | | | 2,78 | | |
| Summa | 100,00 | 33,98 | 166,75 Lth. oder 0,0515 Ctr. | 100,00 | 28,56 | 116,35 Lth. oder 0,0362 Ctr. | 100,00 | 31,25 | 205,00 Lth. oder 0,0642 Ctr. | 100,00 | 36,23 | 450,95 Lth. oder 0,14 Ctr. |

Die Schmelzung erfolgt in ein- und zweiförmigen Hohöfen, welche nach Art der Sumpföfen zugemacht sind und deren Construction sich aus Fig. 10. a (Vorderansicht) und b (Vertikaldurchschnitt) ersehen lässt. Das Rauchgemäuer dieser

Fig. 10 a.

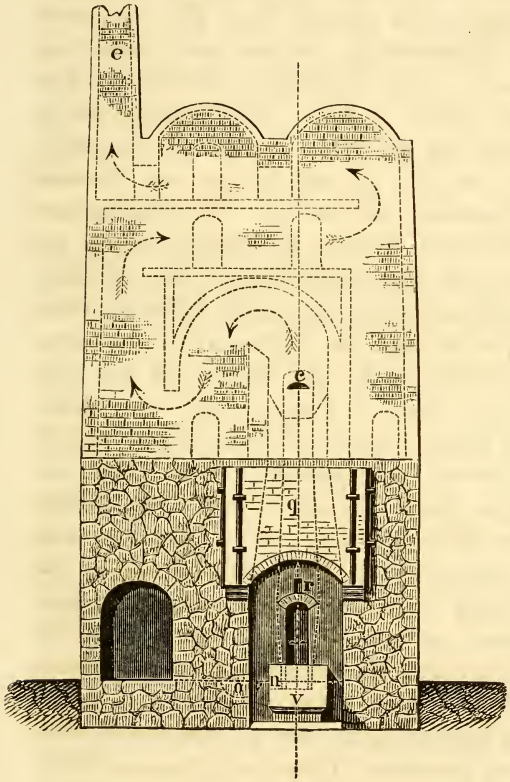
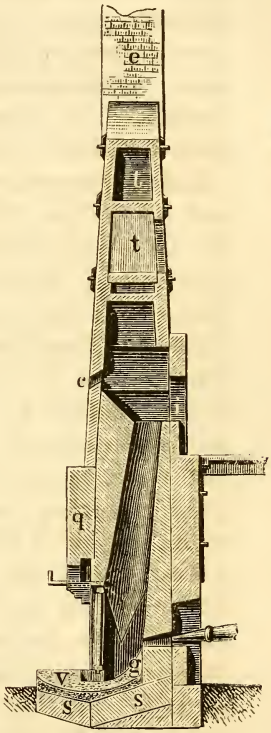



Fig. 10 b.




wie sämmtlicher Oberharzer Schmelzöfen ist von Grauwacke aufgeführt, das Gestell bis auf 5 bis 6 Fuss Höhe aus Sandstein, der Kernschacht*) sowie die Flugstaubkammern aus Barnsteinen, *s* der Sohlstein, über denselben befindet sich eine Lehmsohle und darüber eine Gestübbesohle ($^2/_3$ Kohlenklein und $^1/_3$ Thonschiefermehl) *g*, *v* Vorheerd, *n* Stich, *o*

*) Auf Lautenthaler Hütte sind vor mehreren Jahren mit günstigem Erfolge Versuche ausgeführt worden, den Kernschacht der Schmelzöfen mit Steinen aus Schlacken von der Schliecharbeit hergestellt, auszumauern. S. Berg- und hüttenm. Zeit. 1855. Nr. 23.

Stichheerd, *r* Räumloch zum Herabholen des hängen gebliebenen Satzes mittelst der sogenannten Räumnadel, gewöhnlich mit einem Barnstein verschlossen; *p* Rauchmantel, *i* Aufgabeöffnung. Damit sich der vor dem Ofen befindliche Arbeiter stets von dem Zustande der (dunkel zu haltenden) Gicht unterrichten kann, befindet sich wenige Fuss über derselben eine Oeffnung *c*, das Flammenloch, welches stets dunkel sein muss. *t* Flugstubkammern, deren Anordnung sich aus der Vorderansicht des Ofens ergiebt, *e* Esse. Der Schacht hat in seinem untersten Theile bis zur Höhe der Form einen trapezoidalen Querschnitt, von hier an sind dagegen die Vorwand und die beiden Seitenwände abgerundet. Die Dimensionen der Oberharzer Schliechöfen weichen im Ganzen wenig von einander ab. Bei den ein- und zweiförmigen Oefen zu Clausthaler Hütte sind dieselben folgende: Die ganze Höhe des Ofens über dem Heerdbleche beträgt bei beiden Arten von Oefen 18—22 Fuss, die Formhöhe über dem Bleche bei den einf. 1 Fuss 4 Zoll, bei den zweif. 1 Fuss 6 Zoll. Die Weite an der Formwand bei jenen 2 Fuss, bei diesen 2 Fuss 6 Zoll. Die Weite an der Vorwand gleichmässig 1 Fuss 8 Zoll, die Tiefe des Ofens unten desgl. 3 Fuss 6 Zoll. Die grösste Weite bis auf 5 Fuss Höhe (s. Fig. 10 a.), bei den einf. 2 Fuss 6 Zoll, bei den zweif. 3 Fuss. Die Böschung der Formwand bis zur Gicht beträgt 1 Fuss 2 Zoll. Die gusseiserne Form hat einen geringen Fall ($^1/_2$ bis $^3/_4$ Zoll), bei den zweiförmigen Oefen liegen die Formen 8 Zoll von einander entfernt. Auf der Lautenthaler Hütte wendete man früher wegen der blendigen Beschaffenheit der zu verschmelzenden Schlieche Hohöfen von geringerer Höhe und grösserer Weite an, um den Zinkdämpfen leichter Gelegenheit zur Entweichung aus der Gichtöffnung zu geben und zu verhindern, dass bei der durch die Blende herbeigeführten Strengflüssigkeit der Beschickung zu Anfang der Schmelzcampagne der Heerd durch erkaltete, schwer wieder in Fluss zu bringende Massen noch mehr verengt werde. Nachdem man jedoch in neuerer Zeit bei der Aufbereitung die Blende sorgfältiger abgeschieden, hat man die Schliechöfen ebenfalls auf 18 bis 22 Fuss mit günstigem Erfolge erhöht. Man schmilzt mit 12—18 Zoll langer Nase und die Schmelzcampagnen dauern im Allgemeinen 6—8 Wochen.

Zur Clausthaler und Altenauer Hütte bringt man aus 100 Ctr. Beschickung durchschn. in 13,8 Stunden mit 31,6 Maass = 20,54 Ctr. Kohlen: 25,29 Ctr. Werkblei und 18,39 Ctr. Bleistein aus, auf 1 Pfd. Kohlen gehen 4,8 Pfd. Beschickung; zu Lautenthaler Hütte beträgt das Ausbringen in 10,6 Stunden mit 22,31 Maass = 14,5 Ctr. Kohlen: 14,81 Ctr. Werkblei und 17,71 Ctr. Bleistein, auf 1 Pfd. Kohle kommen 6,9 Pfd. Beschickung; auf Andreasberger Hütte verschmilzt man 100 Ctr. Beschickung in 26,6 Stunden, wobei auf 1 Pfd. Kohlen 8 Pfd. Beschickung genommen werden, das Ausbringen von Werkblei und Stein ist hier schwankend.

Die beim Schmelzen fallenden Produkte sind

a) Werkblei, mit 3—14 Lth. Silber im Ctr. (durchschn. 4 Lth.), 0,5 bis 1 Proc. Kupfer und 3—4 Proc. Antimon, Spuren von Eisen und Schwefel. Es wird behuf der Entsilberung abgetrieben.

b) Bleistein. Die Oberharzer Bleisteine sind meist derb, haben in ihrem Aeussern gewöhnlich Aehnlichkeit mit feinspeisigem Bleiglanz, zeigen zuweilen eine strahlige Bildung und unterscheiden sich von dem natürlichen Bleiglanz besonders durch ihre grosse Porosität. Nicht selten sind deutlicher ausgebildete, ziemlich grosse Krystalle von anscheinend rhomboëdischer Gestalt mit concaven, sehr rauen Flächen, welche sich indess bei näherer Untersuchung als Zusammenhäufungen kleiner Würfel mit viel Zwischenräumen ergeben, und die rhomboëderartige Gestalt als eine verzerrte Würfelform erkennen lassen. Die Oberfläche der Krystalle pflegt häufig einen dunkelrothbraunen Ueberzug von Eisenoxyd zu haben, welcher durch Oxydation des Schwefeleisens bei hoher Temperatur an der Luft entstanden ist. Der Bleigehalt des Steins beträgt 28—60 Proc., der Silbergehalt durchschnittlich $2\frac{1}{2}$ Lth. im Centner. Die Zusammensetzung dieser Bleisteine ist mehrfach untersucht worden. Folgendes sind die Resultate einiger Analysen:

| | S | Pb | Fe | Cu | Mn | Zn | Sb | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1) | 18,13 | 61,71 | 17,91 | 0,77 | 0,18 | 1,30 | — | 100,00 |
| 2) | 17,5 | 63,0 | 19,0 | 0,2 | — | — | — | 99,7 |
| 3) | 18,706 | 63,787 | 13,721 | 1,533 | — | 2,253 | — | 100,00 |
| 4) | 18,92 | 59,33 | 19,60 | 1,10 | — | 0,17 | 0,13 | 99,25 |
| 5) | 19,33 | 53,31 | 21,56 | 0,23 | — | 2,24 | 0,38 | 97,05 |

| | S | Pb | Fe | Cu | Mn | Zn | Sb | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 6) | 17,27 | 65,78 | 13,03 | 1,15 | — | 0,67 | 0,18 | 98,08 |
| 7) | 16,40 | 60,69 | 20,36 | 0,49 | — | 0,55 | 0,36 | 98,85 |
| 8) | 15,338 | 73,346 | 9,905 | 0,396 | — | 0,198 | 0,397 | 99,696*) |

1) Von Andreasberger Hütte nach Avenarius. 2) Von Clausthaler Hütte nach Ohme. 3) Von Lautenthaler Hütte nach Bromeis. 4) Ebendaher nach Bodemann in grossen Krystallen, nach Demselben $= \dot{F}e + 2\,(\dot{F}e, \dot{P}b, \dot{C}u)$, nach Rammelsberg $= 6\,\dot{F}e + 5\,\dot{P}b$. 5) Ebendaher, derber Bleistein auf den 4 aufgewachsen war, nach Bodemann $= 3\,\dot{F}e + 2\,(\dot{F}e, \dot{P}b, \dot{C}u)$ nach Rammelsberg $= 3\,\dot{F}e + 2\,\dot{P}b$. 6) Ebendaher in grossen Krystallen nach Bodemann $= \dot{F}e + (\dot{F}e, \dot{P}b, \dot{C}u)$ nach Rammelsberg $= 3\,\dot{F}e + 4\,\dot{P}b$. 7) Ebendaher nach Brüel; nach Bodemann $= \dot{F}e + 8\,(\dot{F}e, \dot{P}b, \dot{C}u)$, nach Rammelsberg $= 5\,\dot{F}e + 4\,\dot{P}b$. 8) Von Clausthaler Hütte nach Brüel; nach Rammelsberg $= \dot{F}e + 2\,\dot{P}b$. Bodemann nimmt für die Oberharzer Bleisteine die allgemeine Formel $m\,(\dot{F}e\,\dot{Z}n) + n\,(\dot{F}e, \dot{C}u, \dot{P}b, \dot{A}g)$ an, in der m und n ganze Zahlen bezeichnen, während Rammelsberg dieselben als allgemein nach $\dot{R}$ zusammengesetzt betrachtet.

c) Schlacke. Die Schliechschlacken haben eine saigere Beschaffenheit, sind selten krystallinisch oder krystallisirt und Bisilikate (Rammelsberg) oder nach Plattner Gemenge von Singulo-, Bi- und Trisilikaten nach folgender allgemeiner Formel: $[m\,(\dot{C}a, \dot{M}g, \dot{P}b)\,\ddot{S}i + n\,\dot{F}e^3\,\ddot{S}i^2] + \ddot{A}l\,\ddot{S}i$. Folgendes sind die Resultate mehrerer Analysen dieser Schlacke:

| | $\ddot{S}i$ | $\ddot{A}l$ | $\dot{C}a$ | $\dot{M}g$ | $\dot{F}e$ | $\dot{M}n$ | $\dot{P}b$ | $\ddot{S}b$ | $\dot{F}e$ | $\dot{Z}n$ | Sauerstoffverh. zwischen $\ddot{S}i$ u. Basen. | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1) | 48,80 | 4,62 | 3,26 | 1,24 | 36,00 | — | 5,30 | — | — | — | 25,35 | 12,13 |
| 2) | 53,90 | 4,40 | 5,60 | 1,30 | 32,00 | — | 4,20 | — | — | — | 28,00 | 11,71 |
| 3) | 43,13 | 4,76 | 5,77 | 0,78 | 37,72 | 0,30 | 6,32 | — | — | — | 22,41 | 13,19 |
| 4) | 45,00 | 4,62 | 6,31 | 0,75 | 35,83 | — | 7,80 | 0,50 | — | — | 23,38 | 12,55 |
| 5) | 47,57 | 3,21 | 5,26 | 0,58 | 32,28 | 1,35 | 3,98 | 0,22 | 1,71 | 1,50 | 24,70 | 11,01 |
| 6) | 53,82 | 3,82 | 5,37 | 1,09 | 25,90 | 2,74 | 4,79 | — | 3,16 | — | 27,94 | 10,45 |
| 7) | 41,00 | 2,55 | 6,82 | 0,62 | 33,73 | 1,26 | 7,25 | — | 1,58 | 3,60 | 21,29 | 11,66 |

*) Enthält 0,116 Proc. Silber.

1) Von Clausthaler Hütte von gutem Gange nach Bodemann = 2 (Ċa, Ṁg, Ṗb) S̈i + 4 Ḟe³ S̈i² + Ä̇l S̈i. 2) Desgl. = 4 (Ċa, Ṁg, Ṗb) S̈i + 4 Ḟe³ S̈i² + Ä̇l S̈i. Beide Schlacken sind von demselben Handstück, welches eine untere schwärzliche (1) und eine obere grünliche Streifung (2) zeigte. 3) Desgl. von sehr gutem Gange, schwarz mit einem unbedeutenden Strich ins Grünliche, Bruch glasig bis splittrig, in der Mitte ein Streifen mit krystallinischer Anlage = 3 (Ċa, Ṁg, Ṗb) S̈i + 4 Ḟe³ S̈i² + Ä̇l S̈i. 4) Desgl. nach Rammelsberg = 4 (Ċa, Ṁg, Ṗb) S̈i + 3 Ḟe³ S̈i² + Ä̇l S̈i. 5) Desgl. nach Ulrich = 4 (Ċa, Ṁg, Ṗb) S̈i + 5 (Ḟe, Ṁn)³ S̈i² + Ä̇l S̈i. 6) Von Altenauer Hütte nach Dems. = 16 Ṙ S̈i + R̈ S̈i. 7) Von Lautenthaler Silberhütte nach Dems. = 7 (Ċa, Ṁg, Ṗb) S̈i + 4 (Ḟe, Ṁn)³ S̈i² + Ä̇l S̈i + 2 (Ḟe, Ṁn)⁷ S̈i. Kast hat eine Schliechschlacke von Andreasberger Hütte von gewöhnlichem Ofengange folgendermassen zusammengesetzt gefunden: S̈i 34,82 Ä̇l 9,77 Ċa 11,72 Ṁg 1,21 Ḟe 24,61 Ġu 0,33 Ṗb 12,31 S̈b 0,21 K̇ 2,34 Ṅa 0,54 Äs 0,26. Der Sauersoffgehalt der sämmtlichen Basen und der Kieselerde verhält sich wie 1 : 1, die Schlacke ist demnach ein Singulosilicat.

Der Silbergehalt der Oberharzer Schliechschlacken beträgt 0,04 bis 0,15 Lth. im Centner, sie werden theils beim Schliech- und Steinschmelzen mit zugeschlagen, theils beim Unterharzer Hüttenbetriebe ebenfalls als Zuschlag verwendet. Ein grosser Theil wird auch zu Bausteinen geformt.

Die Ofenbrüche, in der Hauptsache aus Schwefelblei bestehend und 74 bis 76 Pfd. Blei, sowie $^1/_8$ Lth. Silber im Centner haltend, werden am Schlusse jeder Schmelzcampagne mit Eisen und Schlacken im Schliechofen durchgesetzt. Geschur und Gekrätz werden aufbereitet, und entweder mit dem Flugstaub (Hüttenrauch) gemeinschaftlich oder für sich verschmolzen unter Zuschlag von Eisen, Bleischlacken, geröstetem Stein von derselben Arbeit und bleiischen Produkten.

Die weitere Verarbeitung des Bleisteins bildet die zweite Hauptarbeit. Der Stein wird in faustgrossen Stücken, in Haufen von 1500 bis 3000 Ctr. in Rösthäusern auf einer

Holzunterlage 3—4 Wochen lang geröstet und der Rost alsdann gewandt. Das zweite Feuer dauert 1—2 Wochen, dann folgen nach jedesmaligem vorherigen Wenden noch 6 bis 7 andere Feuer, bis aller Stein gut geröstet ist. Der gut geröstete Stein hat eine bläulich graue Farbe, ein erdiges Ansehen, eine poröse drusige Oberfläche mit aufsitzenden Vitriolen und knospenartigen Auswüchsen. 100 Ctr. Stein erfordern zum Abrösten etwa 0,4 Malter = 5,5 Ctr. Fichtenästeholz (1 Malter = 80 Hann. Cbkfss.) Der geröstete Stein wird mit Schliechschlacken, Steinschlacken, bleiischen Produkten, und auf Clausthaler und Lautenthaler Hüte auch mit Granulireisen beschickt. 100 Ctr. Beschickung enthalten:

| | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 47,07 | Ctr. | gerösteten Bleistein | mit | 14,59 | Ctr. | Blei | u. | 112,97 | Lth. | Silber |
| 7,85 | - | Heerd | - | 5,49 | - | - | - | 10,75 | - | - |
| 0,62 | - | Abstrich | - | 0,51 | - | - | - | 0,06 | - | - |
| 43,15 | - | Schlacke | - | 3,02 | - | - | - | 3,88 | - | - |
| 1,31 | - | Eisen | | | | | | 127,66 | - | - |
| 100,00 | Ctr. | Beschickung | mit | 23,61 | Ctr. | Blei | u. | 0,039 | Ctr. | Silber. |

Diese Beschickung wird in nach Art der Schliechöfen zu gemachten Krummöfen von der aus Fig. 11 a (Vorderansicht) und b (Vertikaldurchschnitt) zu ersehenden Construction verschmolzen. *b* Sohlstein von Sandstein, *c* Lehmsohle, *d* Gestübbesohle, *v* Vorheerd, *s* Stichheerd, *h* Rast, *i* Oeffnung zum Eintragen des Satzes, *m* Kanäle zum Abziehen der Feuch-

Fig. 11 a.

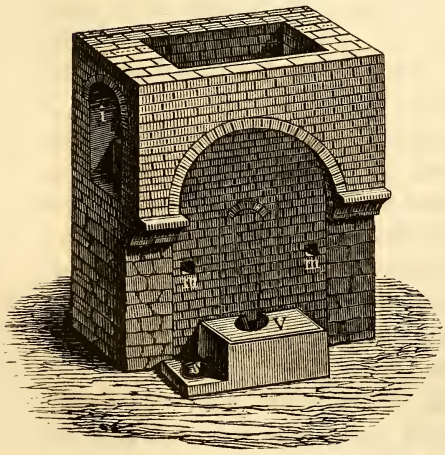
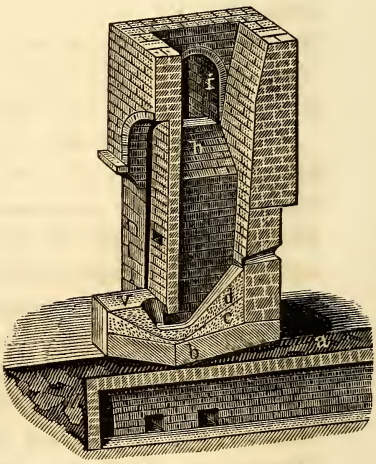



Fig. 11 b.



tigkeit. An die Gicht des Ofens schliessen sich Flugstaubkammern an. Die Vorderseite des Schachtes besteht aus einer 1 Fuss starken, in die Vorwandmauer eingesetzten Barnsteinschicht. Die Dimensionen dieser Oefen weichen auf den verschiedenen Hütten wenig von einander ab. Die Höhe vom Bleche ab beträgt 5′, die Höhe der Form über dem Bleche 1′ 1″, die Schachtweite in der Formhöhe an der Vorwand 1′ 2″ bis 1′ 4″, an der Formwand 1′ 2″ bis 1′ 8″, die obere Schachtweite gleichmässig 1′ 8″ bis 2′, die Tiefe des Ofens oben und unten 3′ bis 3′ 6″, die Böschung der Formwand 3″ bis 10″. 100 Ctr. Beschickung erfordern 27 Balgen Hann. Gaskokes*) = 11,8 Ctr. oder 26,14 Maass Holzkohlen = 16,99 Ctr. und 12,5 Stunden Zeit. Ausgebracht werden 17 Ctr. Werkblei und 16 Ctr. Stein. Ersteres kommt zum Abtreiben, letzterer wird noch zu drei verschiedenen Malen nach vorheriger Röstung verschmolzen (durchgestochen), bis beim 4. Durchstechen ein Kupferstein mit 20—35 Pfd. Kupfer und $2\frac{1}{2}$ bis $3\frac{1}{2}$ Lth. Silber im Centner fällt, mit dessen Verarbeitung auf Kupfer und Silber die Bleiarbeiten aufhören.

Von Joy (Nr. 1) ist ein krystallisirter Bleistein vom ersten Steindurchstechen von Clausthaler Hütte, von Brüel (Nr. 2) ein Stein vom dritten Durchstechen von derselben Hütte und von Bodemann (Nr. 3) ein Kupferstein vom 4. Durchstechen, ebendaher, analysirt worden:

| | Pb | Fe | Cu | Zk | Sb | S | Ag |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1) | 52,27 | 28,32 | 1,42 | 1,56**) | 0,31 | 16,12 | — |
| 2) | 43,07 | 8,03 | 30,46 | — | 0,74 | 17,12 | 0,12 |
| 3) | 32,06 | 13,15 | 34,01 | — | 2,67 | 15,55 | 0,07 |

Nr. 1 deutet auf eine Verbindung von $\dot{\text{F}}\text{e}\,\dot{\text{P}}\text{b}$. Nr. 2 entspricht der Formel: $\dot{\text{F}}\text{e} + 8\,(\dot{\text{F}}\text{e}, \dot{\text{C}}\text{u}, \dot{\text{P}}\text{b})$.

Die bei den verschiedenen Steindurchstechen fallenden Schlacken (Steinschlacken) sind basischer als die Schliechschlacken und zuweilen deutlich krystallinisch. In Nachstehendem sind einige Analysen derselben mitgetheilt:

---

*) 1 Balgen Hann. Gask. = $2\frac{1}{2}$ Hann. Cbkfss. = 43—45 Pfd. Hann.

**) incl. Nickel und Kobalt.

| | | | | | | | | | | | Sauerstoffverh. zwischen | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Si | Ca | Al | Pb | Fe | Cu | Mn | K | Mg | Zk | Si u. Basen. | |
| 1) | 32,34 | 2,07 | 5,06 | 10,01 | 43,90 | 0,05 | 1,20 | 0,05 | — | — | 16,80 | 13,89 |
| 2) | 33,58 | 3,57 | 4,46 | 6,19 | 44,44 | — | Spr. | 0,05 | — | — | 17,43 | 13,29 |
| 3) | 39,79 | 2,12 | Spr. | 9,17 | 46,44 | — | — | — | — | — | 20,66 | 11,57 |
| 4) | 33,94 | 6,11 | 3,12 | 18,69 | 37,83 | — | — | — | 0,07 | — | 17,62 | 13,14 |
| 5) | 34,98 | 7,40 | 4,46 | 7,23 | 44,97 | — | — | — | 0,70 | 1,74 | 18,19 | 15,27 |

1) Vom 1. Steindurchstechen nach Bodemann, mit einer geringen Menge Ti und 3,5 Proc. eingemengten Fe = (Pb, Ca, Mn, K)$^3$ Si$^2$ + 4 Fe$^3$ Si + Al Si. 2) Nach Dems. mit 8,67 % eingemengten, für das Auge jedoch nicht erkennbaren Stein, bestehend aus 5,69 Fe, 0,05 Cu, 2,85 Pb, 0,08Sb und 0,01 Ag. 3) Nach Rammelsberg. 4) Nach Bierwirth. Enthält 0,21 Proc. Schwefel. 5) Vom 1. Durchstechen von Lautenthaler Hütte, nach Streng. Die Zusammensetzung dieser Schlacken lässt sich durch folgende allgemeine Formel ausdrücken: m (Fe, Ca, Mg, Pb, Mn)$^3$ Si + Al Si, jedoch öfters mit mehr oder weniger (Fe, Ca, etc.)$^3$ Si$^2$ verbunden. Nach Bodemann und Kerl bestehen diese Schlacken aus (Pb, Ca, Mn, K)$^3$ Si$^2$ + 4 Fe$^3$ Si + Al Si. Betrachtet man, wenn die Thonerde gegen die andern Basen in zu geringer Menge vorhanden ist, selbe als elektronegativen Bestandtheil, und zwar so, dass 2 Si durch 3 Al ersetzt werden, so gestaltet sich die Formel R$^2$ (Si Al) oder specieller R$^3$ (Si Al)$^2$ + R$^3$ (Si Al).

Der Flugstaub oder Hüttenrauch enthält 45—48 Pfd. Blei und 2—3 Lth. Silber im Centner. Bei der Clausthaler Hütte beträgt derselbe 10 Proc., bei der Altenauer Hütte 8 Proc., bei der Lautenthaler Hütte 12—14 Proc., bei der Andreasberger Hütte 0,8—1 Proc. von den zur Verschmelzung gekommenen Schliechquantitäten. Man verschmilzt dieses Produkt, nachdem es vorher mit Kalk eingebunden, gemeinschaftlich mit dem verwaschenen Geschur und Gekrätz der Schmelzöfen (Krätzschliech), mit Eisen, Bleischlacken, gerösteten eisenoxydreichen

Rauchstein und mit bleiischen Produkten, ähnlich wie Schliech. Auf 100 Ctr. Rauchbeschickung kommen:

| | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 36,59 | Ctr. | Rauch | mit | 17,20 | Ctr. | Blei | und | 91,48 | Lth. | Silber. |
| 9,16 | - | Krätzschliech | - | 2,21 | - | - | - | 6,87 | - | - |
| 2,75 | - | Heerd | - | 1,92 | - | - | - | 3,77 | - | - |
| 1,37 | - | Abstrich | - | 1,15 | - | - | - | 0,13 | - | - |
| 9,16 | - | gerösteter Rauchstein | - | 2,75 | - | - | - | 13,74 | - | - |
| 30,19 | - | Schliechschlacken | - | 1,51 | - | - | - | 0,94 | - | - |
| 3,47 | - | Steinschlacken | - | 0,23 | - | - | - | 0,30 | - | - |
| 4,57 | - | Hartbleischlacken | - | 0,36 | - | - | - | 0,07 | - | - |
| 2,74 | - | Eisen | | | | | | | | |
| 100,00 | Ctr. | Beschickung | mit | 27,33 | Ctr. | Blei | und | 0, 036 | Ctr. | Silber. |

Dieses Quantum liefert mit 22,8 Maass = 1482 Pfd. Kohlen: 11,89 Ctr. Werkblei zum Abtreiben und 10,06 Ctr. Stein (Rauchstein), welcher verröstet in dieselbe Arbeit zurückgeht.

Der Bleiverlust auf Clausthaler, Altenauer und Lautenthaler Hütte beträgt 18 bis 20 Proc.; nämlich 6 bis 7 Proc. bei den Schliech- Röst- und Steinarbeiten, 8 bis 10 Proc. beim Treiben und $2\frac{1}{2}$—3 Proc. beim Frischen; bei der Andreasberger Hütte steigt derselbe wegen der arsenikalischen Beschaffenheit der Erze bis 60 Proc.. Die Produktion der Oberharzer Hütten an Bleiwaaren betrug im Jahre 1855/56 82500 Ctr. Frischblei, 2894 Ctr. Hartblei und 6030 Ctr. Kaufglätte.

b) Schmelzprocess auf der Friedrichshütte bei Tarnowitz.*) Man verarbeitet hier ziemlich silberarmen Bleiglanz, welcher im Juradolomit bricht und der Hütte als Bleierz mit mindestens 56 bis 70 Pfd. Blei und als Schliech mit mindestens 30 bis 50 Pfd. Blei im Ctr.**) übergeben wird. Die Verschmelzung erfolgt unter Anwendung roher Steinkohlen in 16 Fuss hohen, mit Flugstaubkammern versehenen Spuröfen mit verdecktem Auge.

Beim Erzschmelzen erfordern 100 Ctr. Erz, 15 Ctr. Roheisen, 15 Ctr. Eisenfrischschlacken und 40 Ctr. Schlacke von derselben Arbeit (Trifftschlacke), welches Quantum in

*) Karsten's Metallurg. Bd. V. p. 157. Berg- und hüttenm. Zeitung 1852. p. 173 und 470.

**) 1 ält. Ctr. preuss. = 110 Pfd. à 32 Lth. = 51,58 Kilogr. 1 Fuss preuss. = 0,314 Met.

18 bis 19 Stunden bei einem Aufgang von 12,5 Tonnen Stückkohlen durchgesetzt wird. Man erhält davon gegen 70 Ctr. Werkblei mit $^3/_4$ bis $2^1/_2$ Lth. Silber im Centner und 35 Ctr. Bleistein mit 8 bis 9 Proc. Blei. Die Trifftschlacken haben einen Bleigehalt von etwa $^1/_2$ Proc. und gehen zum grössten Theil in dieselbe Arbeit zurück. Geschur, Gekrätz und die sogenannte Abhebeschlacke werden einem besondern Schmelzen unterworfen.

Beim Schliechschmelzen bindet man die Schliechc in Kalkmilch ein, um eine Verstäubung und andere wahrgenommene Uebelstände zu beseitigen. 100 Ctr. Schliech erfordern 2—3 Tonnen gebrannten Kalk und 12,5 Sgr. an Löhnen. Nach einer Lagerzeit von 48 Stunden im eingebundenen Zustande ist die Masse ganz erhärtet und hinreichend trocken. Die Verschmelzung erfolgt in denselben Oefen wie das Erzschmelzen. Zu 100 Ctr. Schliech sind 35 Stunden erforderlich, von Zuschlägen 6 Ctr. Eisen, 21—22 Ctr. Eisenfrischschlacken, sowie Schlacken von der eigenen Arbeit. Der Brennmaterialaufgang beträgt 20 Tonnen Stückkohle. Ausgebracht werden 39 bis 40 Ctr. Werkblei, 12—13 Ctr. Bleistein und 4—5 Ctr. Geschur. Eine Nacharbeit ist das sogenannte Abgängschmelzen. Man versteht darunter die vereinigte Zugutemachung der beim Erz- und Schliechschmelzen gefallenen Abhebeschlacken, des Geschurs, des in den Flugstaubkammern sich absetzenden Hüttenrauchs, des bei den vorhin erwähnten Arbeiten gefallenen Bleisteins, sowie von Bleischlacken aus älterer Zeit. Nachdem man früher den Bleistein im ungerösteten Zustande der Arbeit zutheilte und denselben trotz eines Zuschlags von Kalkstein fast in derselben Menge, in der er aufgegeben wurde, wieder gewann, unterwirft man ihn jetzt einer Röstung in bedeckten Stadeln und hat durch Anwendung dieses gerösteten Steins nicht nur einen reineren Ofengang erhalten, sondern auch das Bleiausbringen sehr wesentlich erhöht. Eine vorgerichtete Schmelzschicht besteht in der Regel aus:

35 Ctr. unreinen Schlacken (Abhebeschlacken)
5 - Geschur
5 - Hüttenrauch in gebr. Kalk eingebunden

| | | |
|---|---|---|
| 25 | Ctr. | geröst. Bleistein (Gaarrost) |
| 30 | - | alten Bleischlacken |
| 2 | - | Wascheisen (Eisengranalien) |
| 100 | Ctr. | |

Zur Verschmelzung einer solchen Schicht sind 5 Tonnen Steinkohlen erforderlich. Die Verschmelzung erfolgt in $1\frac{1}{2}$ achtstündigen Schichten und es fallen dabei 4 bis $4\frac{1}{2}$ Ctr. Werke.

Die Produktion der Kgl. Friedrichshütte betrug im Jahre 1858 an Bleiwaaren 2453 Ctr. Kaufblei, 11465,43 Ctr. Kauf- und Frischglätte und 75,5 Ctr. gewalzten Bleiplatten.

c) Schmelzprocess zur Victor-Friedrichshütte bei Harzgerode*). Man verarbeitet hier Bleiglanz in Stufform (Rohschmelzer), Graupen und Schliech. Die Rohschmelzer machen beinahe die Hälfte sämmtlicher Erze aus und sind entweder mit Spatheisenstein verwachsen oder enthalten als Beimengungen Zinkblende, Quarz und Thonschiefer, oder sind mehr kiesiger Natur. Stufferz und Schliech werden für sich beschickt und der Ofen mit den betreffenden Beschickungen abwechselnd besetzt. Die Setzgraupen werden mit Schliech und Stufferz gattirt. Der Durchschnittsgehalt der verschmolzenen Erze und Schlieche betrug im Jahre 1852 im 114pfünd. Centner 35 Pfd. Blei und 1,91 Lth. Silber.

Eine beschickte Schicht enthält 50 Ctr. Erz oder Schliech, $2\frac{1}{2}$ bis 3 Ctr. Eisen und 50 bis 60 Proc. Roh- u. Steinschlacken. Sehr blendigen, spatheisensteinarmen Beschickungen giebt man einen Zuschlag von 20 Proc. gerösteten Bleistein. Das Schmelzen erfolgt unter Anwendung eines Gemenges von Holzkohlen und Kokes über einen 16 Fuss hohen Sumpfofen. In 24 Stunden werden 80 bis 100 Ctr. Erz und Schliech bei einem Brennmaterialaufgange von 11 Maas Holzkohlen (à 6 Berliner Scheffel = 150 Pfd.) und $9\frac{1}{2}$ Tonnen Zwickauer und englischen Kokes (à Tonne = 4 Berliner Scheffel = 190 Pfd.), auf 100 Ctr. Erz durchgesetzt und es erfolgen davon 20 bis 23 Ctr. Werkblei, 32 bis 34 Ctr. Bleistein, 12 bis 14 Ctr. unreine Schlacken, welche wieder ins Schmelzen gehen und 150—160 Ctr. reine Schlacken mit 4 bis 6 Pfd. Blei und etwa $\frac{7}{128}$ Lth. Silber im Centnr. Die Schlacken sind frisch.

*) Kerl, Handb. d. met. Hüttenk. Bd. II. p. 62.

Das Werkblei enthält durchschnittlich 5 Lth. Silber im Centner und kommt zum Abtreiben, der Bleistein mit 27 bis 30 Pfd. Blei und $1\frac{3}{4}$ bis 2 Lth. Silber wird in Haufen von 300 bis 400 Ctr. mit 5 bis 6 Feuern geröstet und dann mehrmals unter Zuschlag von Erzen, bleiischen Produkten und wenig Eisen durchgestochen. Der Stein vom fünften Durchstechen (Kupferstein) wird geröstet und durch Auslaugen auf gemischte Vitriole benutzt, der Rückstand aber ins fünfte Steindurchstechen gegeben oder mit armen Kupferkiesen auf einen für die Laugerei passenden Stein verschmolzen.

B. **Bleiarbeit mit gerösteten Erzen.** Erze von geringerem und mittlerem Bleigehalte, deren fremdartige Beimengungen vorzüglich aus andern Schwefelmetallen bestehen, verschmilzt man am vortheilhaftesten nach vorhergegangener Röstung, entweder für sich oder unter Anwendung von Niederschlagsmitteln. Jene fremden Beimengungen werden nämlich bei der Röstung zerstört und entweder verflüchtigt oder im oxydirten Zustande bei der Schmelzung verschlackt. Da indess bei der Röstung ein Theil der Schwefelmetalle stets mehr oder weniger unzerlegt bleibt, so findet auch bei diesem Schmelzen eine Erzeugung von Stein statt. Zur Verschlackung der in den gerösteten Erzen enthaltenen fremden Metalloxyde ist stets ein Zuschlag von quarzigen Erzen oder hoch silicirten Schlacken erforderlich; die neu entstandene Schlacke steht meist auf der Stufe des Singulosilikates. Die sich bildenden Produkte sind im Allgemeinen denen der reinen Niederschlagsarbeit ähnlich.

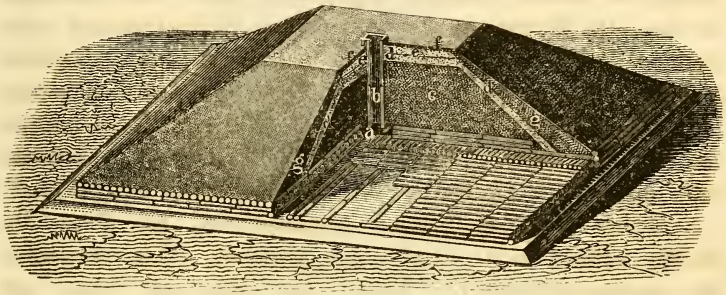
a) Bleiarbeit auf den Communion Unterharzer Hütten*) Auf den drei bei Goslar gelegenen Unterharzer Hütten werden die im Rammelsberg gewonnenen Bleierze verhüttet, in denen ausser Bleiglanz viel Schwefelkies, etwas Kupferkies, Zinkblende, Arsenkies, Antimonverbindungen, Schwerspath, Kalkspath, Quarz und Thonschiefer vorkommen, wodurch der Bleigehalt in den gerösteten Erzen auf 4—10 Proc. herabgezogen wird. Nach ihrer Form theilt man die Erze

*) Kerl, der Communion Unterharz. Freiberg 1853. — Kerl die Unterharzer Hüttenprocesse. Clausthal 1854. — Kerl Handb. d. met. Hüttenkunde. Bd. II. p. 73. Berg- u. hüttenm. Zeit. 1853. p. 6 u. f. 1854 p. 97.

in Stufferz, Bergkorn, Waschkorn, Gräupel und Schliech. Zur Juliushütte werden nur Bleierze, zur Oker- und Sophienhütte kupferige (melirte) Bleierze verschmolzen.

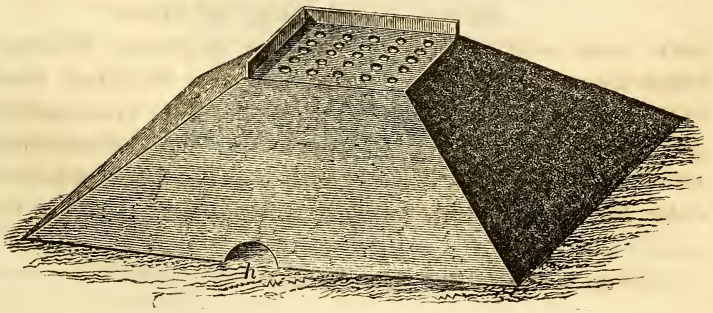
Das Rösten der Erze geschieht in Haufen, und zwar das erste Mal im Freien mit Schwefelgewinnung, die beiden andern Male in bedachten Schuppen. Zur ersten Röstung werden auf eine quadratische Unterlage von 9 — 10 Malter à 80 Cubikfuss hann. Scheitholz, 720 Scherben Erz = 3049,1

Fig. 12.



Centner hann. Erz so vertheilt, wie aus Figur 12 zu ersehen und bereits Band I. Seite 160 beschrieben ist. Ein auf diese Weise aufgebauter Rösthaufen hat gegen 7 Fuss 4 Zoll Höhe, an der Grundfläche 31 Fuss und an der Abstumpfungsfläche 10 Fuss 4 Zoll Seitenlänge. Zehn bis zwölf Tage nach dem Anzünden zeigt sich an der Oberfläche des Rostes Schwefel, dessen Gewinnung nun beginnt. Man stösst zu diesem Behufe in die Oberfläche mittelst bleierner Kolben 25 halbkugelförmige Löcher von 8—10 Zoll Tiefe und 12 bis 14 Zoll Durchmesser so ein, dass sie 1 bis $1\frac{1}{2}$ Zoll vom Rande entfernt bleiben, wie beistehende Fig. 13 andeutet.

Fig. 13.



Zur Verdichtung werden sie mit Hülfe einer eisernen Kelle ungefähr 1 Zoll dick mit gesiebtem Vitriolklein möglichst glatt ausgeschlagen. Ist die Röstung in gutem Gange, so condensiren sich die aufsteigenden Schwefeldämpfe, sobald sie mit kalter Luft in Berührung kommen, zu flüssigem Schwefel, welcher sich in den Löchern ansammelt und täglich zweimal in mit Wasser gefüllte Eimer geschöpft und unter den Namen Tulbenschwefel oder Rohschwefel zur Läuterung in festem Zustande abgegeben wird. Die Ausbeute ist eine, im Verhältniss zur gesammten Schwefelmenge sehr geringe, denn man erhält von einem Roste durchschnittlich 23,4 Ctr., oder etwa $^1/_2$ Proc. Schwefel. Der gewonnene Schwefel deckt etwa die Röstkosten. Die blendereichen Bleierze, welche zur Herzog Julius Hütte verschmolzen werden, benutzt man nach dem ersten Rösten durch Auslaugen auf Zinkvitriol.*)

Wenn die erste Röstung beendigt und das Feuer im Haufen erloschen ist, wird dieser gewandt. Man zerschlägt die zusammengesinterten Stücke und stürzt das Ganze auf eine Holzunterlage unter bedeckten Schuppen in Haufen auf, welche nach dem Anzünden des Holzes 5—6 Wochen brennen, worauf noch ein drittes Feuer folgt. Die dreimal gerösteten Erze haben eine gelblich braune erdige Farbe und sind zusammengebacken, aber dabei mürbe. Der Bleigehalt beträgt 4—10 Pfd., der Silbergehalt $^1/_4$ Lth. im Centner. Die gerösteten Erze enthalten viel Eisenoxyd und werden deshalb mit kieselerdehaltigen Substanzen und zwar Oberharzer Schliechschlacken (p. 70) beschickt.

Zu einer Schicht kommen

12 Scherben = 35 Ctr. Erz
3 - = 10 - Oberharzer Schliechschlacken
$^1/_4$ bis $^1/_2$ Ctr. Glätte und Heerd,

sowie auch wohl noch einige Centner gerösteter Bleistein, Ofenbrüche, verwaschenes Gekrätz etc. Der Bleiinhalt einer solchen beschickten Schicht beträgt 4 Ctr. Das Verschmelzen geschieht in Sumpföfen Fig. 14 a und b., deren Einrichtung auf den verschiedenen Hütten nicht von einander abweicht. *c* der Sohlstein, *u* Gestübbesohle, zwischen beiden eine 2 bis

*) Berg- u. hüttenm. Zeit. 1859. Nr. 23.

Fig. 14 a.

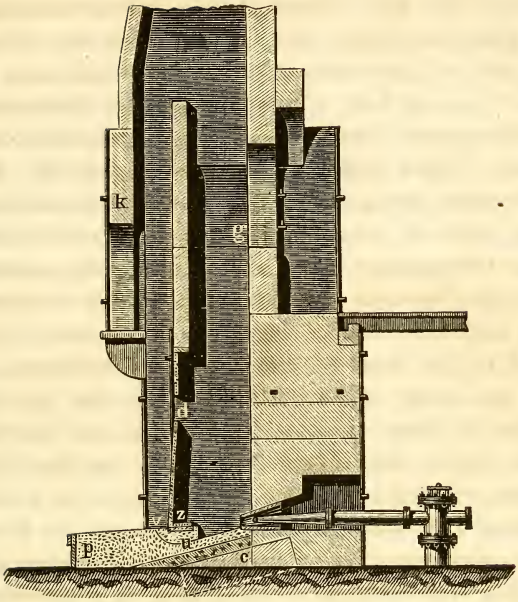
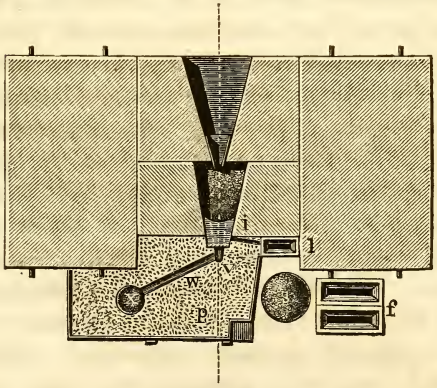



Fig. 14 b.




4 Zoll starke Lehmsohle, *p* Vorheerd, *v* Vortiegel, *z* der für die Unterharzer Bleischmelzöfen charakteristische Zinkstuhl, welchen man indess wegen sehr geringer Zinkgewinnung auf Okerhütte in neuerer Zeit weggelassen hat. Die Herstellung desselben erfolgt beim Zumachen des Ofens in folgender Weise:

Auf die obere Fläche der Spurwände wird auf eine Schicht Lehm eine die Spur überdeckende Thonschieferplatte von 1 Fuss Länge so gelegt, dass sie 8 Zoll in den Ofen hineinragt, 4 Zoll vor der Vorwand hervorsteht und einen geringen Fall nach vorn zu hat. Sie wird mit einer Lehmschicht und einer Schieferplatte bedeckt und letztere ebenfalls mit Lehm überzogen. Diese obere Platte, der eigentliche Zinkstuhl, bekommt einen geringen Fall nach der Stichheerdseite zu und wird mit einer in eine eiserne Pfanne *l* mündenden Rinne *i*, die am Ofengemäuer hinführt, in Verbindung gebracht. Auf dem vor der Vorwand vorstehenden Theil der obersten Schieferplatte stellt man nun schräg gegen die erstere eine 2 Fuss hohe und 13 Zoll lange Schieferplatte, den Bruststein, welcher in- und auswendig mit Lehm überzogen und an der einen Seite, wo die Rinne sich nicht befindet, mit der Ofenwand verbunden ist, an der andern Seite aber, nachdem die untere Ecke davon abgeschlagen, eine dreieckige, 2 bis 3 Zoll breite und 4 bis 6 Zoll hohe Oeffnung lässt, die mit der Rinne communicirt. Letztere wird ebenfalls mit zwei schräg gegen die Ofenwand gestellten kleinen Schieferplatten überdeckt. Sammelt sich nun Zink auf dem Zinkstuhle an, so gelangt dasselbe durch die überdachte Rinne in die Zinkform. Damit dasselbe nicht beständig ausfliesst, schliesst man die Rinne in einiger Entfernung von der Pfanne mit harten, lehmüberstrichenen Holzkohlen, die dann vor dem jedesmaligen Ablassen des Zinks weggestossen werden. Die Oberfläche des Zinkstuhls liegt $^1/_4$ bis $^1/_2$ Zoll höher als die Form und wird etwa von $^1/_3$ des Gebläsestromes bestrichen, wodurch keine allzu hohe Temperatur auf derselben entsteht. Der Bruststein ist durch eine eiserne Querstange festgehalten, die noch offene Vorwand aber wird durch mehrere lothrecht aufgesetzte Schieferplatten bis auf eine 4 Fuss über den Vorheerd sich befindende 1 Fuss hohe Oeffnung *d*, Spund genannt, zugesetzt. Diese Oeffnung dient lediglich nur beim Anlassen des Ofens zum vorsichtigen Einbringen der Kohlen auf den Zinkstuhl und die Ofensohle und bleibt während des Betriebes geschlossen. *w* die Schlackengasse, *x* der Schlackenheerd, *f* Formen, in welche das abgestochene Werkblei gegossen wird, *k* der Rauchmantel, *g* Gichtöffnung; zur Erleichterung des Aufgebens ist der Kern-

schacht hier nach den beiden Pfeilern zu erweitert. Flugstaubkammern sind nicht vorhanden.

Die Hauptdimensionen des Ofens sind folgende: Höhe von der Hüttensohle bis Gicht 12 Fuss, Höhe der Form über dem Heerdbleche 5 Zoll, über dem Sohlsteine 10 Zoll, Höhe des Vorheerds über der Heerdsohle 1 Fuss; Breite des Ofens an der Vorwand oben und unten 1 Fuss; Weite des Ofens an der Hinterwand oben 1 Fuss 8 Zoll, unten auf dem Sohlsteine 1 Fuss 10 Zoll und bis $2\frac{1}{2}$ Fuss über dem Formlager 2 Fuss; Tiefe des Ofens 2 Fuss 10 Zoll.

Das Schmelzen erfolgt mit heller Gicht und kurzer Nase. Bei der zinkischen Beschaffenheit der Erze ist das Ansetzen zinkischer Ofenbrüche nicht zu vermeiden, so dass nur 11 bis 12tägige Campagnen möglich sind. Ein Theil des von der Form reducirten, aber von der Gebläseluft und der vorhandenen Kohlensäure wieder oxydirten Zinks wird nach der Vorwand zu zwischen die Zinkkohlen getrieben, welche, weil sie vom Windstrom schwach getroffen werden, meist nur zu Kohlenoxydgas verbrennen und das eingeblasene Zinkoxyd reduciren. Das hierbei erzeugte metallische Zink fällt tropfenweis auf den Zinkstuhl nieder und sammelt sich darauf an, wozu es wahrscheinlich von dem mit übergerissenen Blei disponirt wird. Von einer Schicht erhält man bei einem Aufwand von 10 Maass Kohle und 18 Balgen Kokes auf den verschiedenen Hütten 2 Ctr. $47\frac{1}{2}$ Pfd. bis 3 Ctr. $57\frac{1}{2}$ Pfd. Werkbei mit $3\frac{3}{4}$ bis $4\frac{3}{4}$ Loth Silber in Ctr., welches der Treibearbeit übergeben wird und $1\frac{3}{4}$ bis 6 Ctr. Bleistein mit 4—20 Proc. kupfrigem Blei (je nachdem reine Bleierze oder melirte Erze verschmolzen werden) und $\frac{1}{4}$ bis $\frac{1}{2}$ Loth Silber im Centner. Ullrich fand einen Bleistein der Okerhütte folgendermassen zusammengesetzt:

| Pb | Fe | Cu | Zn | As Sb | S |
|---|---|---|---|---|---|
| 8,64 | 44,34 | 17,43 | 7,76 | 2,19 | 19,64. |

Es entspricht dies nahezu der Formel $(\dot{P}b, \dot{Z}n)\ (\dot{F}e, \dot{C}u)^3$.

Der Bleistein wird entweder nach gehöriger Röstung der Bleierzschichten so oft vorgeschlagen, bis er hinreichend kupferhaltig ist, um auf Kupfer verarbeitet zu werden (Julius-

hütte) oder er wird nach dreimaliger Röstung nochmals mit Oberharzer Schliegschlacken auf Werkblei und Kupferstein verschmolzen (Oker und Sophienhütte).

Das Ausbringen an Zink ist nur unbedeutend und variirt zwischen 0,5 und 5 Pfd. von einer Schicht. Es ist stark mit Blei verunreinigt und wird von diesem specifisch schwereren Metall durch mehrmaliges Umschmelzen gereinigt.

Weniger beim Erz- als beim Steinschmelzen erzeugt sich auch sogenannte Bleispeise, welche weiter auf Silber, Kupfer und concentrirte Kobalt- und Nickelspeise verarbeitet wird. Ahrend fand eine solche Bleisteinspeise zusammengesetzt aus:

| Cu | Pb | As | Sb | Fe | Co | Ni | Ag | S |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 44,56 | 26,11 | 12,98 | 5,21 | 5,54 | 1,63 | 0,71 | 0,13 | 2,86. |

Die Schlacken werden abgesetzt und nur zum geringen Theil wieder beim Erzschmelzen verwendet. Ullrich fand die Zusammensetzung einer derartigen Schlacke von Okerhütte zu

| $\ddot{S}i$ | $\ddot{A}l$ | $\dot{F}e$ | $\dot{M}n$ | $\dot{C}a$ | $\dot{M}g$ | $\dot{P}b$ | $\dot{Z}n$ | $\dot{C}u$ | $\dot{S}$ |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 27,66 | 6,00 | 50,30 | Spr. | 7,72 | 1,90 | 2,13 | 3,5 | Spr. | 2,23 |

entsprechend der Formel $3(\dot{F}e, \dot{C}u, \dot{M}g, \dot{P}b)^5\ \ddot{S}i + \ddot{A}l\ \ddot{S}i^2$.

Wie schon erwähnt, verschmilzt man an einigen Orten Bleierze, deren fremdartige Beimengungen hauptsächlich aus andern Schwefelmetallen bestehen, im gerösteten Zustande mit einem Zuschlag von metallischem Eisen oder eisenhaltigen Substanzen, wie Eisenfrischschlacken, gerösteten Rohstein etc. etc. Man lässt die Röstung vorhergehen, um einen unnöthigen Aufwand an Eisen zu vermeiden und den fremden schädlichen Beimengungen, wie Antimon, Arsen etc. soviel als möglich Gelegenheit zur Verflüchtigung zu geben.

a) Schmelzprocess zu Przibram in Böhmen*) Die Erze, welche die Przibramer Hütte verarbeitet, sind silberhaltige Bleiglanze, welche einen Gehalt von Antimon ha-

*) Oesterr. Zeitschr. f. d. B. u. Hüttenw. 1854. S. 283. 321. 1856 S. 322. Jahrb. d. k. k. geol. Reichsanstalt 1856. VII. Jahrgang, Nr. 1. Seite 171.

ben. Sie sind häufig von Zinkblende, Kalkspath und Quarz begleitet, in geringen Mengen von Quarz und Spatheisenstein und etwas Eisenkies und Fahlerz. Der Gehalt an Blende ist nicht unbeträchtlich. Der Bleigehalt geht von 13 bis 82 Pfund, der Silbergehalt von 3 bis 24 Loth im Centner*). Der bei weitem grösste Theil der Erze (durchschnittlich gegen 7 Loth Silber und 35 Pfd. Blei im Centner) passirt die Bleiarbeit, ein kleiner Theil nur (durchschnittlich gegen 16 Loth Silber und 75 Pfd. Blei im Centner) wird durch die eigentliche Niederschlagsarbeit zu Gute gemacht.

Nachdem man früher das Rösten der Erze und Schliche in Stadeln vorgenommen, erfolgt diese Arbeit jetzt bei sämmtlichen der Bleiarbeit zugewiesenen Erzen und Schlichen in 3 englischen Röstflammöfen und einem Kramer'schen oder ungarischen Röstofen bei Steinkohlenfeuerung. Der Einsatz beträgt für die englischen Röstöfen 20 Ctr. und für den ungarischen 6 Ctr. trocknes Erz. Die Röstzeit dauert 6 Stunden. $1\frac{1}{2}$ Stunde vor dem Herausnehmen der Erzpost wird das Feuer verstärkt und die letzte Stunde stark gefeuert, um das Erz in einen etwas backenden Zustand zu bringen, in welcher Gestalt es auch herausgezogen wird.

Um 100 Ctr. Erz zu rösten werden 23 bis 24 Centner Steinkohlen gebraucht.

Die Beschickung der gerösteten Erze besteht für 100 Centner Erz aus 6 bis 8 Ctr. Roheisen, 10 bis 12 Ctr. bleiischen Vorschlägen als Abstrich, Heerd und reicher Glätte, je nachdem diese Produkte in Vorrath sind, und aus 36 bis 40 Centner Eisenfrischschlacken.

Die Schmelzung geschieht mittelst Holzkohlen in Tiegelöfen mit offenem Auge, aus welchen die Schlacke fortwährend abfliesst, während man das Werkblei von Zeit zu Zeit in einen Stechheerd ablässt. Der Schacht hat im Grundriss die Gestalt eines Trapezes, er ist an der Brandmauer 2 Fuss 2 Zoll und an der Vorwand 2 Fuss weit. Seine Tiefe ist 3 Fuss, seine Höhe von Form bis Gicht 10 Fuss 6 Zoll. Der Sumpf beginnt 12 Zoll unter der Form. Das Auge liegt 1 Fuss

*) 1 Wiener Centner = 100 Pfd. = 200 Mark à 16 Loth = 56 Kilogr. 1 Oestr. Fuss = 0,31611 Meter.

2 Zoll unter der Form und letztere hat auf 19 Zoll Länge eine Neigung von 2 Grad. Der volle Satz, welchen der Ofen bei richtigem Betriebe erhält, besteht in der Regel aus sechs Trögen à 42 bis 63 Pfd. Beschickung und einer Schwinge = 24 Pfund Kohlen und zwar giebt man abwechselnd zwei bis drei Tröge Beschickung und eine Schwinge Kohlen, erstere dicht an die Ecken der Brandmauer, die Kohlen mehr gegen die Vorwand.

Die Dauer einer Schmelzcampagne beträgt 18 bis 24 Tage, theils weil dann der Ofen ganz unregelmässig ausgeweitet ist, theils weil sich beträchtlich viel zinkische Ofenbrüche angesetzt haben. Vor dem Ausblasen setzt man noch 1 oder 2 Krätzschichten durch. Eine solche Krätzschicht besteht aus:

25 Ctr. Gekrätz,
9—10 „ bleiischen Vorschlägen,
1 „ Roheisen,
9 „ Eisenfrischschlacken.

Die bei dieser Bleiarbeit fallenden Produkte sind Werkblei mit circa 20 Loth Silber im Centner, Tiegelschlacke, d. i. mit Bleistein durchzogene Schlacke und Trifftschlacke. Letztere wird mit einem Bleigehalt von 2—4 Pfund abgesetzt, die wenig Bleistein haltende Tiegelschlacke dagegen mit Gekrätz für sich verarbeitet, während die viel Bleistein haltende erst nach vorhergegangener Röstung zur Verschmelzung gelangt.

Nach einem Durchschnitt von 20 Campagnen, deren jede 18 Tage dauerte, wurden in einer Schmelzcampagne 752 Ctr. Erz, 227 Ctr. Gekrätz, 125 Ctr. bleiische Vorschläge und an Zuschlägen 50 Ctr. Roheisen und 343 Ctr. Eisenfrischschlacken durchgesetzt, mit einem Verbrauche von 380 Tonnen Kohlen, einschliesslich der Krätzschicht am Schlusse der Campagnen. Das Ausbringen war 226 Ctr. Werkblei.

Die reichen Bleierze verarbeitete man längere Zeit versuchsweise im nordamerikanischen Bleiheerde. Trotz der nicht unbedeutenden Brennmaterialersparniss, welche sich hierbei herausstellte, hat man doch diese Zugutemachungsmethode wegen der häufigen Erkrankung der Arbeiter und des sich ergebenden bedeutenden Bleiverlustes wieder verlassen und ver-

schmilzt jetzt diese Erze mittelst der reinen Niederschlagsarbeit. Auf 100 Ctr. Erz sind erforderlich 17—18 Ctr. Roheisen und circa 67 Ctr. Eisenfrischschlacken, an Brennmaterial 98 bis 100 Tonnen (à 10 Cub. F.) Holzkohlen.

Die Produktion der Przibramer Silberhütte war im Jahre 1855 bei einer Verschmelzung von 93393½ Ctr. Erze und Schlichen: gegen 48000 Mark Feinsilber, ordinäre Glätte 12076 Ctr., rothe Glätte 3590 Ctr., Frischblei 12565 Ctr. 27 Pfd., Hartblei 900 Ctr. 92 Pfund.

b) Schmelzprocess zu Pontgibaud*). Die Erze, welche die Hütte zu Pontgibaud verarbeitet, sind zum grössten Theile silberhaltige Bleiglanzschliche, welche als Nebenbestandtheile Schwerspath, Schwefelkies, Blende, Quarz und Feldspath enthalten. Das mittlere Ausbringen aus denselben variirt zwischen 25 und 26 Proc. Blei und in 100 Kilogr. des ausgebrachten Bleies sind 350—500 Gramm Silber enthalten. Die Röstung der Schliche erfolgt in einem Flammofen mit 2 Heerdsohlen die in verschiedenem Niveau liegen, einer oberen grösseren Sohle und einer zur Seite befindlichen unteren kleineren Sohle. Die untere der Feuerbrücke am nächsten liegende, dient zum Zusammenfritten und raschen Schmelzen der auf der obern Sohle oxydirten Erze.

Beide Sohlen sind durch einen 4 Meter hohen, 0,6 Meter breiten und 1 Meter langen Fuchs mit einander verbunden. Der Rost ist 1,2 Meter lang, 0,75 Meter breit und liegt 0,75 Meter unter der Feuerbrücke. Letztere ist 1,2 Meter breit und 0,2 Meter lang; in ihr liegt ein gusseiserner Kanal, der an die äussere Mauerung stösst und eine Circulation der kalten Luft gestattet.

Der Heerd des untern Ofens ist 2 Meter lang und 1,6 Meter breit, die Höhe von der Heerdsohle bis ans Gewölbe 0,6 Meter. Zwei an ein und derselben Seite befindliche Oeffnungen dienen zur Arbeit. Der obere Heerd ist 10,12 Met. lang und 1,8 Meter breit. Das Gewölbe liegt 0,45 Meter

*) Rivot et Zeppenfeld. — Description des mines et usines de Pontgibaud, Annal. des min. Sér. IV. tome XVIII. (V. livrais. de 1851). p. 137. Auszugsweise in der Berg- und hüttenmän. Zeitung 1851, Nr. 17 u. f.

über der Heerdsohle. An jeder der beiden Längenseiten dieses obern Heerdes befinden sich 7 mit Thüren verschlossene Arbeitsöffnungen. Die Gase und Dämpfe entweichen endlich vom obern Heerde durch zwei horizontale 0,62 Meter breite und 0,4 Meter hohe Kanäle, welche in zwei Verdichtungskammern münden, die wiederum durch einen unterirdischen Kanal mit einem hohen Schornstein in Verbindung stehen.

Der Heerd, auf welchem das Zusammenfritten der Erze ausgeführt wird, besteht aus Chamottesteinen und ist mit einer 0,1 Meter dicken Kalkstein- und Sandschicht bedeckt. Seine Oberfläche hat eine geringe Neigung nach den Arbeitsthüren zu.

Die Erze gelangen durch eine im Gewölbe befindliche Oeffnung zunächst an das äusserste Ende des obern Heerdes, werden allmählig bis an den Verbindungscanal vorgeschoben und dann durch diesen auf den unteren Heerd gebracht, wo sie zusammenfritten und zusammenschmelzen. Man zieht fast ohne Unterbrechung die geschmolzenen oder gefritteten Erze aus dem Ofen. Der untere Ofen muss in beständiger lebhafter Rothglühhitze erhalten werden, auf dem obern Heerde erlangen die Erze in der Nähe des Verbindungscanales dunkle Rothglühhitze, die nach dem äussersten Ende des Ofens zu bis auf circa 235° C. abnimmt.

Gewöhnlich lässt man in 24 Stunden 7200 Kilogr. Erze durchgehen, welche in 10 oder 11 Chargen getheilt sind. Der Oxydationsheerd nimmt auf einmal 6 Chargen auf.

Ist die Röstung mit Sorgfalt ausgeführt worden, wozu freilich eine unausgesetzte Beaufsichtigung der Arbeiter gehört, so gelangen die Erze in 12 Stunden bis zum Verbindungscanal. Auf dem untern Heerd rührt ein Arbeiter unausgesetzt mit einer Brechstange um und schafft die geschmolzene Masse aus der der Feuerung zunächst gelegenen Arbeitsthür heraus, worauf sie sofort durch Wasser abgekühlt wird. Eine Ladung des untern Heerdes wird in 2 oder 3 Abtheilungen behandelt.

In 24 Stunden verarbeitet man mit 18 Arbeitern in diesen Röstöfen 7200 Kilogr. Erze, woraus man 6300 bis 6500 Kilogr. in Kuchenform erhält. Die Erze erleiden also einen Gewichtsverlust von 11 bis 12 Proc. Während dieser Zeit ver-

brennt man 1900 bis 2000 Kilogr. Steinkohlen, d. i. 30 bis 31 Kilogr. auf 100 geröstetes Erz.

Die gut gerösteten Erze zeigen nach dem Zerschlagen der Kuchen auf dem Bruche eine dunkel bräunlich grüne, beinahe schwarze Farbe, glasähnlichen Glanz und eine porphyrartige Textur in Folge vieler nicht veränderter Quarz- und Schwerspathkörner; in weniger gut geröstetem Zustande ist die Masse mehr blasig und matt.

In Nachstehendem folgen die Resultate von Analysen, welche mit zwei verschiedenen gerösteten Erzproben angestellt worden sind:

| | | I. | II. |
|---|---|---|---|
| | Zinkoxyd | 0,6 | 0,7 |
| | Bleioxyd | 1,5 | 3,4 |
| | Eisenoxyd | 0,7 | 3,1 |
| | Schwefelsaurer Baryt | 7,4 | 7,2 |
| | Schwefelsaures Bleioxyd | 6,7 | 7,1 |
| | Schwefelblei | 1,4 | 5,7 |
| | Kieselerde, Quarz und Feldspath | 24,1 | 16,5 |
| im Zustande von Silicaten. | Bleioxyd | 34,1 | 37,2 |
| | Zinkoxyd | 3,3 | 3,4 |
| | Eisenoxydul | 16,3 | 11,0 |
| | Talkerde und Alkalien | 1,3 | 1,5 |
| | Kalkerde und Baryterde | 1,0 | 1,1 |
| | Arsenik und Antimon | Spuren | Spuren |
| | | 98,4 | 97,9 |
| | Ganzer Bleigehalt | 37,0 | 39,0 |

Nr. 1. Gutgeröstetes Erz, in welchen sich kein Bleiglanz mehr wahrnehmen lässt, der Bleigehalt nach der trocknen Probe beträgt in 100 Kilogr. 35 Kilogr., der Silbergehalt 122 Gramm.

Nr. 2 desgl. aber mehr blasig, ohne dass sich Bleiglanz darin wahrnehmen lässt, mit einem Bleigehalte nach der trocknen Probe von 36,2 Kilogr. und einen Silbergehalte von 127 Gramm in 100 Kilogr.

Die Schmelzung der gerösteten Erze geschieht in Krummöfen, deren hauptsächlichste Dimensionen folgende sind: Höhe

von der Form bis Gicht 1,45 Met., Tiefe der Spur unter der Form 0,45 Met., horizontaler Querschnitt 0,9 Met. lang, 0,6 Met. breit. Die Ofengase gehen in Verdichtungskammern, die in einem zum Ventilator führenden Canal endigen.

Bei gutem Ofengange hat die Beschickung folgende Zusammensetzung:

| | | |
|---|---|---|
| Geröstetes Erz | 1000 | Kilogr. |
| Flussspath | 100 | „ |
| Kalkspath | 240 | „ |
| Wasch- und altes Eisen | 100 | „ |
| Treibheerd, Abstrich, Abzug, Ofenbruch | 60 | „ |
| Reiche Schlacke vom früheren Betrieb | 500—600 | |
| Sa. | 1900—2000. | |

Die drei vorhandenen Schmelzöfen können bei gutem Gange in 24 Stunden 9 bis 10 solche Beschickungen durchsetzen, die Dauer einer Campagne aber erreicht 40 und selbst 50 Tage. Der Verbrauch an Brennmaterial beträgt gewöhnlich 150 Kilogr. Kokes auf 100 Kilogr. geröstetes Erz.

Die erhaltenen Produkte sind Werkblei, Stein und Schlacken. Das Werkblei ist nicht sehr unrein, aber silberreich, es enthält mehr als 450 Gramm Silber in 100 Kilogr. Man unterwirft es sofort der Treibarbeit. Der Stein ist ein zufälliges Produkt und fällt nur bei schlechter Röstung. Zwei damit angestellte Analysen haben folgende Zusammensetzung ergeben:

| | | |
|---|---|---|
| Blei | 79,5 | 67,0 |
| Eisen | 12,2 | 22,4 |
| Zink | 1,1 | 1,1 |
| Arsenik und Antimon | 4,2 | 4,5 |
| Schwefel | 2,3 | 4,0 |
| | 99,3 | 99,0 |

Ausserdem enthielten beide Proben in 100 Kilogr. Stein 175 Gramm u. 165 Gr Silber.

Die Schlacken enthalten viel Eisenoxydul, sind dicht und wenig blasig. Ihr Bleigehalt beträgt in der Regel nach der trocknen Probe 1—3 Proc., je nachdem der Schmelzgang mehr oder weniger regelmässig ist, steigt aber bei sehr

schlechtem Ofengange beträchtlich höher. Zwei Proben von Schlacken und zwar Nr. 1 von unregelmässigen und Nr. 2 von gutem Ofengange, zeigten nach der Analyse folgende Zusammensetzung:

| | Nr. 1. | Nr. 2. |
|---|---|---|
| Kieselerde | 40,0 | 38,0 |
| Baryterde | 3,2 | 3,3 |
| Kalkerde | 15,0 | 24,1 |
| Magnesia und Alkalien | 3,2 | 2,9 |
| Schwefelsäure | 2,3 | 2,1 |
| Fluor | beträchtl. Menge | n. best. |
| Thonerde | 1,7 | 1,4 |
| Eisenoxydul | 18,7 | 19,2 |
| Zinkoxyd | 1,5 | 1,6 |
| Bleioxyd | 13,1 | 6,0 |
| | 98,7 | 98,6 |

ausserdem ergaben diese Schlacken in 100 Kilogr.:

3,6 Grm. u. 0,75 Grm. Silber.

Die erhaltenen Schlacken werden jeden Tag probirt, die reichen kommen wieder zur Beschickung, die armen über die Halde.

In den Verdichtungskammern, in dem unterirdischen Canale und der Ventilatorkammer setzt sich ziemlich viel Hüttenrauch an. Derselbe ist in der ersten Verdichtungskammer, wo eine ziemlich hohe Temperatur herrscht und jedenfalls eine Oxydation des Rauchs eintritt, von weisser Farbe, im unterirdischen Canale von grauer und in der Ventilatorkammern von beinahe schwarzer Farbe, durchgängig aber von bedeutendem Silbergehalte. Nach einer Analyse hat der Rauch aus der ersten Verdichtungksammer (vom Gewölbe) folgende Zusammensetzung:

| | |
|---|---|
| Bleioxyd | 66,5 |
| Schwefelsäure | 17,0 |
| Arsenige Säure | 1,1 |
| Eisenoxyd | 3,0 |
| Zinkoxyd | 12,0 |
| | 99,6 |

ausserdem in 100 Kilogr.: 28 Gramm Silber.

Rauch aus der Ventilatorkammer von fast schwarzer Farbe:

| | |
|---|---|
| Blei | 55,0 |
| Schwefel | 8,9 |
| Schwefelsaures Bleioxyd | 13,0 |
| Bleioxyd | 3,7 |
| Eisenoxyd | 13,0 |
| Zinkoxyd | 3,1 |
| Arsenik | 1,5 |
| | 98,2 |

und in 100 Kilogr. 55 Gramm Silber.

Zu 2800 bis 3000 Kilogr. Werkblei sind gegen 11720 bis 12000 Kilogr. rohe Erze erforderlich, also ein Bleiausbringen von 25 Proc. Der Bleigehalt der Erze kann aber auf 30 bis 33 Proc. geschätzt werden, weshalb der Verlust beträchtlich erscheint. Hauptsächlich sucht man denselben in dem nicht condensirten Rauche.

c) Freiberger Bleiarbeit. Auf den beiden Freiberger Schmelzhütten, der Muldner und Halsbrückner Hütte, werden jährlich gegen 500000 Ctr.*) Silber-, Blei- und Kupfererze verarbeitet, wovon beinahe die Hälfte Bleierze sind. Man unterscheidet letztere nach ihrem Bleigehalte oder fremdartigen Beimengungen in Bleiische Erze und Glanze. Während der Bleigehalt der ersteren zwischen 15 und 29 Proc. schwankt, geht er bei den Glanzen, welche bei Weitem die Mehrzahl bilden, von 30 Proc. bis zum höchsten Gehalte. Das Blei kommt nur als Bleiglanz darin vor; die fremdartigen Beimengungen bestehen in Schwefelkies, Arsenkies, Zinkblende und erdigen Substanzen, unter denen Quarz, Kalkspath, Braunspath und Schwerspath vorwaltend sind. Der mittlere Durchschnittsgehalt aller Bleierze erreicht kaum 40 Pfd. Blei und 15 Pfdtheil. Silber im Centner. Der andere Theil der Erze zerfällt in Dürrerze, Kupfererze und Zuschlagserze.

Die Dürrerze, in Bezug auf Quantität und Silbergehalt oben anstehend, bestehen bisweilen beinahe blos aus Gangarten, enthalten aber auch sehr häufig mehr oder weniger Schwefelkies (Kiesige Dürrerze) sowie geringe Mengen von Bleiglanz. Ihr Silbergehalt geht von 5 bis zu mehreren hun-

*) 1 Ctr. = 50 Kilogr. = 100 Pfund à 100 Pfundtheile.

dert Pfundtheilen. Von mehr als 10 Pfundtheilen an gelangen sie zur Bleiarbeit, während die von niedrigeren Gehalten bei den Flammofenschmelzungen mit Verwendung finden.

Der Kupfergehalt der eigentlichen Kupfererze, welche übrigens am geringsten vertreten sind, schwankt meist zwischen 1 und 10 Proc., kommt jedoch im Durchschnitt höchstens auf 3 Proc. Ein grosser Theil derselben wird wegen seines höheren Silbergehaltes durch die Bleiarbeit mit zu Gute gemacht, jedoch darf dann der Kupfergehalt 6 Proc. nicht übersteigen.

Die Zuschlagserze endlich stehen bezüglich der Quantität wenig den Dürrerzen nach. Sie werden nur bedingungsweise nach ihrer Verwendbarkeit bei den Hüttenprocessen Seiten der Hütten angenommen und es gehören zu ihnen alle Erze, welche unter 3 Pfdthl. Silber enthalten, sobald sie nicht durch einen entsprechenden Blei- und Kupfergehalt unter die Blei- und Kupfererze gerechnet werden können. Die Hauptbestandtheile dieser Zuschlagserze sind Schwefelkies, Arsenkies, Zinkblende (oft in beträchtlicher Menge), Quarz und Kalkspath, fast durchgängig enthalten sie auch etwas Blei und Kupfer. Sie kommen nicht zur Bleiarbeit, dienen aber zur Darstellung eines für die Bleiarbeit überaus wichtigen Produktes, des Rohsteins.

Die Grösse einer für die Bleiarbeit vorzurichtenden Erzbeschickung besteht in der Regel aus 1500 bis 2000 Ctr., worunter circa 60 Proc. Glanz, circa 20 Proc. bleiische Erze und ebensoviel Dürrerze incl. Kupfererz sich befinden. Der Bleigehalt einer solchen Beschickung schwankt zwischen 34 und 38 Pfund Blei, der Silbergehalt zwischen 15 und 18 Pfundtheilen.

Das Rösten der Bleiarbeitsbeschickungen erfolgt jetzt durchgängig in Doppelröstöfen, während es früher in den Band I. S. 197 und S. 203 beschriebenen und abgebildeten ungarischen und grösseren Röstöfen statt fand. Der untere Heerd eines solchen Doppelröstofens hat eine Länge von 10 Fuss, eine Breite von 5 Fuss 6 Zoll und zwei neben einander liegende Arbeitsöffnungen. Die Decke des Heerdes besteht aus 3 Zoll starken Thonplatten, welche auf 3 Spannbögen aufruhen, deren Widerlager die Längenseiten des Ofens sind. Diese Thonplatten bilden gleichzeitig die Sohle des oberen Heerdes, wel-

cher mit Ausnahme dreier Arbeitsöffnungen, mehrerer Luftzuführungscanäle und einer Oeffnung zum Abziehen der Röstgase von allen Seiten geschlossen, nach Art einer Muffel, hergestellt ist. Die Sohle dieser Muffel hat eine Länge von 13 Fuss und eine Tiefe von 6 Fuss. Die Verbrennungsprodukte der zur Feuerung verwendeten Steinkohlen ziehen vereinigt mit den auf dem untern Heerde sich entwickelnden Röstgasen durch zwei der Feuerbrücke gegenüberliegende, seitlich angebrachte Canäle zunächst in den über der Muffel befindlichen Raum, (welcher zugleich als Flugstaubkanal dient) und von hier durch einen niederwärts geführten Fuchs in einem gleichzeitig als Flugstaubkammer benutzten, längeren unterirdischen Canal nach einer hohen Esse. Die dagegen in der Muffel sich entwickelnden Röstgase ziehen durch einen besonderen Canal ab, um zur Fabrikation von Schwefelsäure benutzt zu werden. Auch dieser Kanal hat eine beträchtliche Länge, damit die entstandene arsenige Säure und die mechanisch mit fortgerissenen Erztheilchen so viel als möglich vorher sich absetzen können.

An der Muldner Hütte befinden sich 24 solcher Oefen in 4 parallel hintereinander stehenden Reihen zu je 6 Oefen. Diese 6 nebeneinander stehenden Oefen communiciren in der Weise mit einander, dass der über den Muffeln befindliche Zug- und Flugstaubcanal sich über alle 6 Oefen gemeinschaftlich hinwegzieht und die Muffeln von einander nur durch 6 Zoll hohe Ziegelscheider getrennt sind. Am Ende jeder Reihe befinden sich dann die erwähnten beiden Füchse, welche die Verbrennungs- und Röstprodukte von sämmtlichen 6 Oefen fortführen. Durch verschiedene, in den Canälen angebrachte eiserne Schieber lässt sich der Zug nach Erforderniss reguliren.

Jeder Ofen hat, wie schon erwähnt, 5 kleine Arbeitsöffnungen, von denen drei für den obern Heerd, an der einen der beiden langen Seiten der Reihe und zwei für den untern Heerd, an der entgegengesetzten Seite sich befinden.

Die Quantität einer Röstpost für die Bleiarbeit beträgt 10 Ctr. Durch zwei Fülllöcher gelangt dieselbe zunächst in die Muffel. Die Post kommt hier nur in dunkle Rothgluth und bleibt vollkommen pulverförmig ohne zu sintern. Nach Verlauf von 4 Stunden wird sie durch einen vor der mittlern

Arbeitsöffnung in der Heerdsohle befindlichen Canal auf den untern Heerd gezogen, um auf demselben ebenfalls in vier Stunden gut geröstet zu werden. Die Post erhält hier eine stärkere Hitze, so dass sich ihr pulverförmiger Zustand verliert und endlich Klümper gebildet werden. Nach beendigter Röstung wird die Post im rothglühenden Zustande durch eine vor der einen Arbeitsthür befindliche Oeffnung, in einen darunter gestossenen eisernen Hund gezogen, und nachdem eine Probe behufs der Bestimmung des Schwefelgehaltes weggenommen worden ist, in eine für jede Reihe besonders hergestellte steinerne Rolle gestürzt, um einstweilen bis zur Verschmelzung aufbewahrt zu bleiben. Die Post muss bis auf 4,5 Proc. Schwefel abgeröstet sein*).

Die Zahl der Arbeiter vor jedem Ofen ist 6, welche zu je zweien achtstündige Schichten verfahren. Der eine Arbeiter röstet die Post in der Muffel vor, während der andere Arbeiter gleichzeitig eine schon vorgeröstete Post im unteren Heerde gut röstet und namentlich auch die Feuerung zu be-

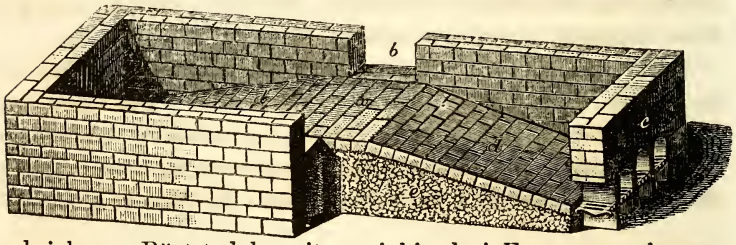
---

*) Diese Schwefelprobe, welche in Plattner's Röstprocessen S. 378 speciell beschrieben ist, wird jetzt folgendermaassen ausgeführt. 1 Gramm des gerösteten Erzes oder Produkts wird mit 2 Gramm reinen, entwässerten kohlensauren Natron und 2 Gramm Salpeter gemengt und in einem eisernen Schälchen unter der Muffel 5—8 Minuten geschmolzen. Die Masse wird nach dem Erkalten mit heissem Wasser aufgeweicht und die Flüssigkeit in ein kleines Becherglas filtrirt, der Rückstand aber mit möglichst wenig Wasser ausgesüsst. Dass Filtrat säuert man mit Salzsäure ziemlich stark an und stellt das Glas so lange auf ein heisses Sandbad, bis sich aus der Flüssigkeit kein salpetrigsaures Gas mehr entwickelt. In dieser so vorbereiteten, möglichst concentrirten und heissen Flüssigkeit wird nun die Schwefelsäure durch eine Lösung von Chlorbarium titrirt, welche in 1 Cubikcent. 0,152 Gramm reines krystallisirtes Chlorbarium aufgelöst enthält, die 0,05 Gramm Schwefelsäure (d. i. 0,02 Gramm Schwefel) ausfällen. Jeder verbrauchte Cubikcent. entspricht sonach bei Anwendung von 1 Gramm geröstetem Erz etc. 5 Proc. Schwefelsäure oder 2 Proc. Schwefel. Aus einer Mohr'schen Burette mit Quetschhahn, welche in 0,2 Cubikcent. eingetheilt ist, wird nun der stets heiss zu erhaltenden Flüssigkeit im Becherglase, die Chlorbariumlösung allmählich zugesetzt, bis keine Trübung durch ausfallenden schwefelsauren Baryt erfolgt. Diese Probe macht auf eine, hierbei auch ganz überflüssige analytische Genauigkeit keinen Anspruch, hat sich aber bei sorgfältiger und richtiger Ausführung durch viele Versuche als praktisch bewährt.

dienen hat. Der Brennmaterialverbrauch stellt sich im Durchschnitt zu 7 Scheffel*) Steinkohlen in 24 Stunden heraus.

Die Zuschläge, mit welchen das geröstete Erz verschmolzen wird, bestehen aus geröstetem Rohstein, Kalk oder Flussspath, Schlacken von derselben Arbeit und bleiischen Produkten. Die Darstellung des Rohsteins soll bei der Verarbeitung der Bleischlacken mitgetheilt werden. Der Rohstein wird in faustgrosse Stücke zerschlagen und entweder gepocht und in den vorhin erwähnten Oefen geröstet, oder in den in Fig. 15 abgebildeten und bereits Bd. 1. Seite 165 be-

Fig. 15.




schriebenen Röststadeln mit zwei bis drei Feuern zugebrannt. Der gut zugebrannte Rohstein hat ein grauschwarzes, knospiges, mattes Ansehen und besteht in der Hauptsache aus Eisenoxydoxydul nebst Bleioxyd, Kupferoxyd und Zinkoxyd. Der Schwefelgehalt beträgt höchstens 1 bis 2 Proc., wovon ein grosser Theil als Schwefelsäure mit den genannten Oxyden verbunden ist. Bei mangelnder kiesiger Beschaffenheit der Bleierze mengt man den gepochten Rohstein unter dieselben und röstet das Gemenge in den Muffelöfen ab. Die Röstzeit dauert dann 1 Stunde länger. Der Kalk wird im gebrannten Zustande angewendet. Nach früheren Versuchen trägt dieser Zuschlag ganz besonders zu einem bessern Werkbleiausbringen, sowie zur Erzeugung bleiärmerer Steine und Schlacken bei. Die bleiischen Produkte bestehen in Heerd und Glätte.

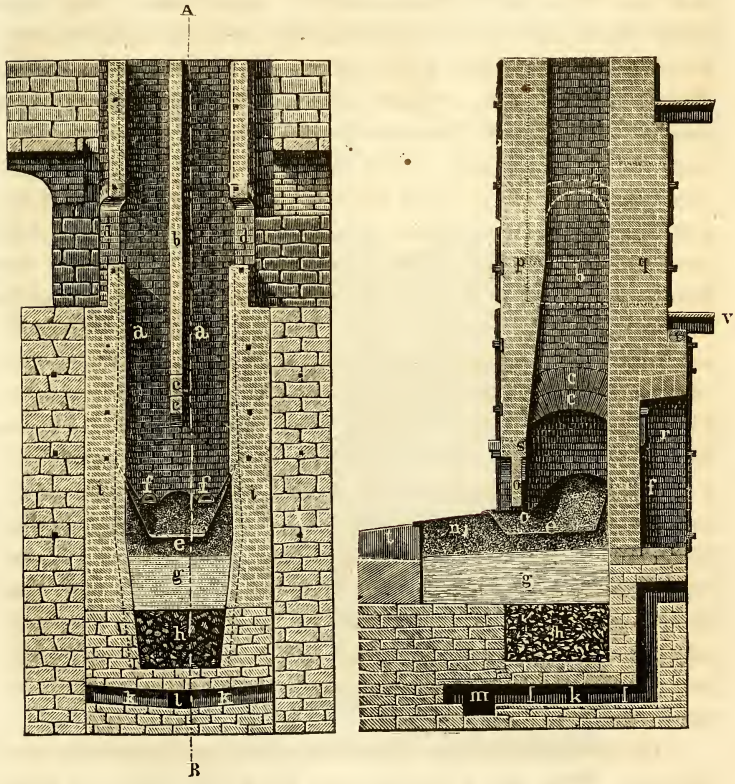
Die Bleiarbeitschicht wird auf den neben der Gicht der Bleiöfen befindlichen Beschickungsböden in der Weise vorgerichtet, dass man zu unterst den zugebrannten Rohstein ausbreitet, darauf das geröstete Bleierz, auf dieses die von

*) 1 Schffl. = 7900 Cub. Zoll. 1 Fuss = 0,28319 Met. = 12 Zoll. 1 Schffl. Steinkohle (Schieferkohle) wiegt durchschnittlich 185 Pfd.

der Röstung ausgeschlossen bleibenden silberreicheren Dürrerze und auf das Erz endlich den Kalk oder Flussspath und die bei derselben Arbeit erzeugten Schlacken stürzt. Der Rohsteinzuschlag schwankt im Allgemeinen zwischen 30 und 50 Proc. vom Gewicht des Erzes. Eine in dieser Weise für einen Ofen vorgerichtete Schicht besteht in der Regel aus 60 Ctr. Erz, 20 Ctr. Rohstein, $2\frac{1}{2}$ Ctr. Flussspath oder Kalk. Hinsichtlich der Schlacken rechnet man immer $1\frac{1}{4}$ bis $1\frac{1}{2}$ Ctr. auf 1 Ctr. Erz.

Das Brennmaterial bei den Schachtofenschmelzungen auf den Freiberger Hütten ist nur Cokes, von sehr dichter aber auch ziemlich aschenreicher Beschaffenheit, von den Steinkohlenwerken im Plauen'schen Grunde bei Dresden.

Fig. 16 a. Fig. 16 b.



Das Verschmelzen der Bleiarbeitsbeschickungen erfolgt in Sumpföfen und zwar in den von Wellner angegebenen sogenannten Doppelöfen, deren Construction Fig 16 a u. b in zwei vertikalen, rechtwinklich gegen einander liegenden Durchschnitten und zwar (b) nach *A B* in (a) zeigt. Das Baumaterial für diese Oefen ist in der Hauptsache Gneis, und nur diejenigen Theile, welche einer sehr hohen Temperatur ausgesetzt sind und von Zeit zu Zeit erneuert werden müssen, werden von feuerfesten Ziegeln hergestellt.

Jeder Ofen steht auf einem System von Anzüchten *k*, *l*, *m*. Auf diese kommt eine Schlackensohle *h*, darüber eine Lehmsohle *g* und endlich beim Zumachen des Ofens eine Gestübbesohle (3 Gewichtstheile Lehm und 2 Gewichtstheile Cokespulver) mit der Spur *e* und dem Vorheerde *n*, an welchem sich zur Seite die Schlackentrifft *t* anschliesst. Die Spur reicht nicht ganz bis zur Brandmauer, sondern wird von dieser durch einen, unten 6 Zoll starken Gestübbeanschlag, den Nasenstuhl, getrennt, welcher sich nach oben so abflächt, dass unmittelbar unter der Form das Gestübbe nur noch dünn anliegt; auch die beiden Ulmen *i* sind mit diesem Anschlag versehen. Der Ofen hat zwei in einer Höhe wenig nach vorn geneigt liegende Formen *f f*, welche so gegen einander gerichtet sind, dass zwei durch ihre Mitte gezogene Linien ausserhalb der Brustmauer *o*, in 4 Zoll Entfernung von derselben, einander treffen. *r* Formgewölbe, *s* eine der Oeffnungen in der Stirnwand, um bei unregelmässigem Schmelzgange in das Innere des Ofens mit Bohrern gelangen zu können, *v* Beschickungsboden. Zwei Ellen über den Formen sind zwei Gewölbe *e e* von feuerfesten Steinen von der Stirnwand *p* bis zur Brandmauer *q* gespannt, auf welchen eine 6 Zoll starke Ziegelmauer *b*, der Schachtscheider, aufgemauert ist. Der Ofenschacht wird hierdurch in zwei gleiche Abtheilungen *a a* getheilt, wovon beim Aufgeben jede für sich mit Brennmaterial und Beschickung durch die Oeffnung *d* besetzt wird. Da zuweilen ein Wegschmelzen des unteren Gewölbes vorkommt, so ist zur Haltbarkeit des Scheiders das zweite, nach Befinden wohl auch ein drittes Gewölbe vorhanden.

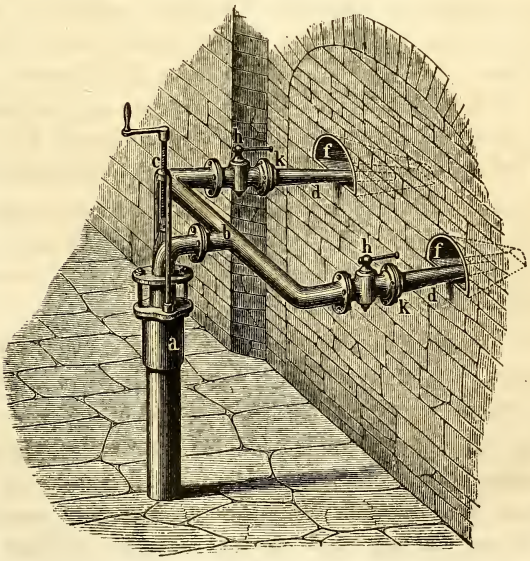
Die hauptsächlichsten Dimensionen dieser Doppelöfen sind folgende: Höhe des Schachtes von Form bis Gicht 14 Fuss,

Tiefe der Spur unter der Form 18 Zoll, Breite des Schachtes in der Formhöhe an der Brandmauer 6 Fuss, an der Brustwand 4 Fuss, Tiefe des Schachtes in derselben Höhe 4 Fuss 3 Zoll, Breite jeder Schachtabtheilung an der Gicht und zwar an der Brandmauer 2 Fuss 7 Zoll, an der Stirnwand 2 Fuss, Tiefe 3 Fuss. Beide Formmündungen sind 2 Fuss 6 Zoll von einander entfernt. Die innere Seite der Stirnwand weicht, wie aus der Figur zu ersehen, um 12 bis 15 Zoll von der senkrechten Richtung ab; die Brandmauer hat in der Formgegend eine geringe concave Ausschweifung.

Eigentliche Flugstaubkammern haben die Freiberger Schachtöfen nicht, an der Muldner Hütte befinden sich aber 6 Doppelöfen, bei denen die abziehenden Dämpfe durch eine 80 Fuss hohe Esse mit zwei Abtheilungen, wovon eine für je 3 Oefen, ins Freie geführt werden; in dem bei dieser Zusammenstellung erforderlichen, über die Gicht der Oefen sich hinziehenden Zugkanale, setzt sich ein grosser Theil der mit fortgerissenen Beschickungstheile ab.

Den nöthigen Wind erhalten die Schachtöfen durch Cy-

Fig. 17.



lindergebläse; die Vorrichtung, durch welche die (kalte) Gebläseluft in den Ofen geführt wird, ist aus Fig. 17 zu ersehen, wegen deren Beschreibung auf Band I. S. 270 verwiesen wird.

Das Schmelzen erfolgt mit Nase und dunkler Gicht. Die Art und Weise des Aufgebens betreffend, so kommt die Schicht immer in die Brandmauerwinkel, das Brennmaterial dagegen an die Stirnwand. Das Verhältniss der Schichtmasse zum Cokes beim Besetzen des Ofens richtet sich hauptsächlich nach der Beschaffenheit der Nase. Ist diese zu lang, so setzt man auf je zwei Tröge Schicht, einen Korb (Schienfass) Cokes. 1 Trog Schicht wiegt durchschnittlich 57 Pfd. und 1 Korb Cokes 19 bis 22 Pfd. Hat die Nase die normale Länge von 4 bis 6 Zoll, so setzt man abwechselnd 4 und 2 Tröge Schicht und zwischen inne 1 Korb Cokes. Ist die Nase dagegen zu kurz so setzt man öfter zweimal 4 Tröge Schicht und zwischen inne 1 Schienfass Cokes und beginnt das Aufgeben damit, dass man voran einige Tröge Schicht setzt.

Für gewöhnlich und namentlich wenn in der Beschickung reiche Dürrerze vorhanden sind, giebt man bleiische Vorschläge. Jeder Ofen bekommt zu dem Ende auf 24 Stunden ein bestimmtes Quantum bleiische Produkte zugetheilt und zwar entweder 3 Ctr. Glätte oder 4 Ctr. Heerd. Diese Vorschläge werden aber nicht unter die einzelnen Schichtsätze vertheilt, sondern jedesmal kurz vor dem Abstechen in die Brandmauerwinkel gebracht. Bei ärmeren Beschickungen hat man mit gutem Erfolg diese bleiischen Vorschläge weggelassen.

Das tägliche Durchsetzquantum eines Doppelofens beträgt durchschnittlich 60 Ctr. Erz, 20 Ctr. Rohstein und 90 bis 100 Ctr. Schlacken von derselben Arbeit bei einem Brennmaterialaufgang von 24 bis 27 Ctr. Cokes.

Vor jedem Bleiofen sind drei Arbeiter beschäftigt, ein Schmelzer, ein Hilfsarbeiter (Aufträger) und ein Schlackenläufer, welche zwölfstündige Schichten machen.

Das Abstechen erfolgt bei einem normalen Ofengange in 24 Stunden viermal. Das Verstopfen des Stichlochs geschieht mit einem Lehmpfropf. Vom Stein lässt man stets eine geringe Menge in der Spur zurück, um die Bildung von An-

sätzen zu vermeiden. Die beim Stechen erhaltenen Produkte sind Werkblei, Bleistein und nicht selten Speise.

Vom Werkblei fallen durchschnittlich bei jedem Stich 4 Ctr., mit einem Gehalte von 50 bis 60 Pfdth. Silber pro Centner. Durchschnittsproben von einer grösseren Menge eingeschmolzenen Werkbleies der Muldner und Halsbrückner Hütte, hatten nach Th. Richter folgende Zusammensetzung:

| | Muld. Hütte. | Halsbr. Hütte. |
|---|---|---|
| Blei | 97,56 | 96,69 |
| Silber | 0,45 | 0,53 |
| Kupfer | 0,59 | 0,20 |
| Eisen | 0,07 | 0,06 |
| Arsen | 1,52 | 1,30 |
| Antimon | | 0,71 |
| | 100,19 | 99,49 |

Das Werkblei wird bei beiden Hütten in einem besonderen Flammofen raffinirt, hierauf durch Pattinsoniren auf circa den doppelten Silbergehalt gebracht und dann abgetrieben. Eine Probe raffinirtes Werkblei von der Muldner Hütte enthielt nach Richter: Blei 98,46, Silber 0,64, Kupfer 0,22, Eisen 0,05, Arsen 0,14, Antimon 0,3.

Vom Bleistein fallen bei jedem Stich durchschnittlich 2 Ctr., welche nach dem Erstarren in einer Scheibe von dem noch flüssigen Werkblei abgehoben werden. Er enthält durchschnittlich 20 Pfundth. Silber, 20 Pfd. Blei und 10 Pfd. Kupfer. Analysen des Bleisteins haben folgende Zusammensetzung dieses Produktes ergeben:

| | S | Pb | Fe | Cu | Ni | Zn | Ag | As | Sb | C |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1) | 21,314 | 20,250 | 27,051 | 27,614 | 1,010 | 0,231, | 0,117 | 0,650 | 1,005 | — |
| 2) | 19,852 | 23,288 | 36,017 | 15,277 | 2,329 | 0,136 | 0,121 | 1,248 | 0,849 | — |
| 3) | 22,847 | 21,816 | 37,202 | 12,944 | 0,544 | 1,439 | 0,099 | 0,731 | 0,718 | — |
| 4) | 17,55 | 31,10 | 37,47 | 4,81 | 1,96 | 2,75 | 0,14 | 1,28 | 1,00 | 1,2 |
| | | | | | incl. Co. | | | | | |

Nr. 1. Veränderter Bleistein von der Bleiarbeit mit Erzrohstein nach Plattner. Nr. 2. Eben solcher von der mit Schlackenrohstein, beide von der Muldner Hütte, nach Demselben. Nr. 3. Veränderter Bleistein von der gewöhnlichen Bleiarbeit an der Halsbrückner Hütte, nach Demselben. Nr. 4. Unveränderter Bleistein vom Verschmelzen nickel-

und kobalthaltiger Erze an der Halsbrückner Hütte, nach Dems. Der Stein zerfiel allmählig an der Luft, verlor jedoch diese Eigenschaft nach dem Umschmelzen. Vermuthlich ist der Kohlenstoff in chemischer Verbindung mit dem Eisen gewesen. Nach Plattner sind diese Steine = (Fe, Pb, Cu)$^{n}$ Fe, verbunden mit mehr oder weniger Co, Ni, Zn, Sb, Ag, öfters auch gemengt mit (Fe, Ni, Co)$^{4}$ As. Nach Rammelsberg lässt sich die Verbindung von Schwefelblei und Schwefeleisen in Nr. 1 als Pb + Fe Fe$^{2}$ oder Pb + Fe$^{4}$ Fe$^{3}$, die in Nr. 2 als Pb + 3Fe oder Pb + Fe$^{2}$ Fe$^{5}$, in Nr. 5 aber als Pb + Fe$^{3}$ Fe oder Pb + Fe$^{7}$ Fe$^{2}$ darstellen.

Sehr häufig scheidet sich in Folge eines Arsen- und geringen Nickel- und Kobaltgehaltes der Beschickung Speise aus, als eine dünne Scheibe zwischen Bleistein und Werkblei, mit welchem ersteren sie abgehoben wird. Sie ist von gelblich weisser Farbe, grossblättrig, krystallinisch und sehr spröde. Ihr Hauptbestandtheil ist Arseneisen mit mehr oder weniger Arsennickel und Arsenkobalt, gemengt mit Schwefelmetallen von Eisen, Kupfer, Blei, Zink. Sie lässt sich durch Abschlagen leicht und völlig vom Stein trennen, wird angesammelt, geröstet und mit bleiischen Vorschlägen zur Gewinnung ihres Silbergehaltes verschmolzen, wobei eine nickel- und kobaltreichere Speise, Bleistein und Werkblei erzeugt werden. Die beiden letzteren gehen zur Bleisteinarbeit zurück, während die Speise auf Nickel und Kobalt weiter verarbeitet wird.

Von 100 Ctrn. der gesammten Beschickungsmasse bei der Bleiarbeit werden ungefähr 73 Ctr. Bleischlacken erzeugt, welche noch 5 bis 6 Pfund Blei und etwa 2 Pfundtheile Silber im Centner enthalten. Die Freiberger Bleischlacken haben eine beinahe eisenschwarze Farbe, schwach metallischen Glanz und gehören zu den sogenannten frischen Schlacken. Ihr specifisches Gewicht variirt nach früheren Untersuchungen zwischen 3,8 und 4,1, ihre Zusammensetzung aber ergeben folgende Analysen:

| | Si | Al | Fe | Mn | Ca | Ba | Mg | Pb | Zn | Cu | S | S |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1) | 28,5 | 5,4 | 46,1 | — | 8,3 | 1,0 | Sp. | 4,1 | 3,1 | Sp. | 1,0 | 2,43 |
| 2) | 30,50 | 5,10 | 55,74 | 2,20 | — | — | — | 4,0 | 0,85 | — | — | — |
| 3) | 35,16 | 1,06 | 38,25 | — | 5,96 incl. w. Mg. | — | — | 7,11 | 8,06 | 0,73 | 3,30 incl. etw. Cks. | — |
| 4) | 43,26 | 3,20 | 33,15 | — | 5,41 | — | 0,71 incl. etw. Mn. | 5,64 | 7,83 | 0,61 | 0,32 | — |
| 5) | 28,14 | 5,78 | 37,23 | — | 7,68 | 3,87 Ba | 0,63 incl. etw. Mn. | 7,35 | 7,60 | 0,50 | 2,47 | — |
| 6) | 27,05 | 6,85 | 41,21 | — | 8,84 | — | 0,90 incl. etw. Mn. | 3,90 | 8,62 | 1,00 | 3,53 | — |

Nr. 1. Nach Lampadius. Nr. 2. Nach Kersten. Nr. 3 und 4. Von der Muldner Hütte nach Plattner, bei ungewöhnlich strengem Ofengange gefallen. Nr. 5. Durchschnittsprobe von einer grösseren Menge Bleischlacken der Halsbrückner Hütte, nach Richter. Nr. 6. Durchschnittsprobe von einer grösseren Menge Bleischlacken der Muldner Hütte, nach Demselben.

Die Freiberger Bleischlacken sind theils Singulosilikate, theils Gemenge derselben mit Bisilikaten, nach Plattner von folgender allgemeiner Zusammensetzung: $\dot{m}\,(\dot{Fe}, \dot{Ca}, \dot{Mg}, \dot{Pb}, \dot{Mn})^3 + \ddot{Al}\,\ddot{Si}$, öfters mit mehr oder weniger $(\dot{Fe}, \dot{Ca}, \text{etc.})^3\,\ddot{Si}^2$ verbunden und gewöhnlich auch geringe Mengen von Żn, Ċu und Schwefelmetallen enthaltend. Sie sind übrigens selten ganz frei von Steintheilen. Das Zink mag z. Th. als Zinkoxyd, z. Th. auch als Schwefelzink vorhanden sein, ebenso ist ohne Zweifel ein Theil der Kalkerde als Schwefelcalcium darin.

Zur Gewinnung ihres Silber- und Bleigehaltes werden sie in Flammöfen mit rohen und gerösteten Zuschlagserzen verschmolzen, welche Arbeit später beschrieben werden soll.

Die Dauer einer Bleiarbeitscampagne beträgt durchschnittlich 10 Wochen. Den Schluss derselben bildet das Umschmelzen oder Verändern des während der Campagne erhalten Bleisteins. Man bezweckt damit hauptsächlich eine Verminderung des Silber- und Bleigehaltes dieses Steins. Die Beschickung zu dieser Arbeit besteht in den vorher gepochten

und gerösteten Bleistein, in Schlacken von derselben Arbeit und in dem Bleiarbeitsgeschur. Ein bestimmtes Verhältniss findet bei Bildung der Schicht nicht statt. In der Regel nimmt man 20 Ctr. gerösteten Bleistein mit 80 Ctr. Schlacken derselben Arbeit. Die bleiischen Vorschlagsprodukte fallen hier weg. Die Arbeit geht übrigens sehr rasch, es erfolgen in 24 Stunden 7 bis 9 Abstiche. Die Produkte sind Werkblei, Bleistein und Veränderungsschlacke. Das Werkblei kommt zu den von der Bleiarbeit, die Schlacke aber zu den Bleischlacken. Der veränderte Stein wird der Bleisteinarbeit übergeben.

Es wird zu dem Ende gepocht und in Oefen geröstet. Die Verschmelzung erfolgt in den bereits beschriebenen Doppelöfen, deren Zustellung hierbei mit sehr wenig Abweichung dieselbe ist, wie bei der Bleiarbeit. Die Formen liegen nämlich völlig horizontal, der Nasenstuhl ist etwas weniger stark und endlich befindet sich die Spur, welche auch etwas weniger Fall hat, 22 Zoll tief unter den Formen.

Der geröstete Bleistein wird mit Schlacken von derselben Arbeit und mit Flussspath, sowie zur Erzielung eines etwas saigeren Ofenganges mit veränderten Glättfrischlacken verschmolzen. In 24 Stunden können 110 Ctr. gerösteter Bleistein durchgesetzt werden. Auf dieses Quantum giebt man etwa 10 bis 15 Ctr. Schlacken von derselben Arbeit, 20 Ctr. veränderte Glättfrischschlacke und 3 Ctr. Flussspath. Die bleiischen Vorschläge hat man mit gutem Erfolge gegenwärtig ganz wegzulassen versucht.

Die Dauer einer Schmelzcampagne ist 12 bis 14 Wochen. Der Brennmaterialaufgang in 24 Stunden beträgt 35 Schffl. Cokes. Ausgebracht werden in derselben Zeit 18 bis 20 Ctr. Werkblei, welches etwas kupferig ist und etwa 75 Pfdth. Silber im Centner enthält und 30 Ctr. Kupferstein mit durchschnittlich 30 Proc. Kupfer und 18 Pfdth. Silber.

Nr. 1. Analyse eines solchen Kupfersteins von der Halsbrückner Hütte nach Ihle; 2. von der Antonshütte nach Kersten; 3. ebendaher, nach Demselben, auf Zusatz von $3\frac{1}{3}$ Procent Eisen zum gerösteten Bleistein gefallen. Bei beiden Steinen metallisches Kupfer in Blasenräumen bemerkbar.

| | S | Pb | Fe | Cu | Ag | Ni Zn Sb | As |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1) | 21,00 | 24,8 | 15,2 | 36,2 | 0,16 Zn u. Ag. | 2,64 incl. Verl. | — |
| 2) | 11,20 | 9,8 | 44,0 | 27,8 | 1,7 | 4,4 — — | 1,1 |
| 3) | 9,10 | 7,1 | 40,1 | 33,2 | 1,1 | 8,2 — — | 1,1 |

Der Kupferstein wird geröstet, gespurt und concentrirt, um entweder mittelst Schwefelsäure auf Vitriol verarbeitet oder durch die Augustin'sche Entsilberungsmethode entsilbert und auf Rohkupfer verschmolzen zu werden.

Die Bleisteinschlacken werden in derselben Weise wie die Bleischlacken in Flammöfen mit Zuschlagserzen auf Rohstein verschmolzen. Von Brooks ist eine Freiberger Bleisteinschlacke analysirt und folgendermassen zusammengesetzt gefunden worden:

| $\ddot{S}i$ | $\dot{F}e$ | $\dot{C}a$ | $\dot{M}g$ | $\dot{P}b$ | $\ddot{A}l$ $S$ |
|---|---|---|---|---|---|
| 28,05 | 61,08 | 3,02 | 0,85 | 2,67 m. Sp. v. Cu. | 4,33 incl. Verlust. |

Die Zusammensetzung entspricht einem Singulosilikate.

Einen wichtigen Schmelzprozess bei den Freiberger Hütten bildet das Verschmelzen der Bleischlacken oder die Bleischlackenarbeit. Dieser Prozess, durch welchen die Bleiarbeit eigentlich erst ihren vollkommenen Abschluss erhält, da die in den Schlacken von dieser Arbeit zurückbleibenden nutzbaren Metalle ziemlich vollständig auf diese Weise wieder gewonnen werden, besteht in einer Verschmelzung sämmtlicher bei der Bleiarbeit erzeugten Schlacken mit gerösteten und rohen Zuschlagserzen in Flammöfen und ist gewissermassen an die Stelle der früheren Roharbeit*) getreten. Die Erze, welche bei dieser Arbeit Verwendung finden, sind die Seite 93 erwähnten Zuschlagserze, sowie die Dürrerze von geringem Silbergehalte. Dürfte es kaum möglich sein, diese Erze in so bedeutenden Quantitäten, wie dieselben zur Anlieferung gelangen, bei den Hütten vortheilhaft für sich zu verwerthen, so bieten die Bleischlacken bei ihrer basischen Beschaffenheit das willkommenste Mittel zur Verschmelzung dieser

*) S. Winkler's Beschreibung der Freiberger Hüttenprozesse. Freiberg 1837. S. 42.

häufig sehr quarzigen Erze dar, das ausgebrachte Product aber, der Rohstein, bildet wiederum den wichtigsten Zuschlag bei der Bleiarbeit.

Früher schloss sich unmittelbar nach Beendigung einer Bleiarbeitscampagne an die Erzarbeit in einem und demselben Ofen die sogenannte Veränderung der Schlacken — eine ebenfalls zur Verminderung der Metallgehalte derselben dienende Umschmelzung — an. Dies ist durch die separate Verschmelzung der Bleischlacken gänzlich weggefallen und es kann die Zeit, welche am Schlusse einer Campagne für die Schlackenveränderung erübrigt werden musste, zur Verarbeitung eines grösseren Erzquantums vortheilhaft benutzt werden. Auch liegt ein nicht geringer Gewinn für den Bleiarbeitsprozess bei constanter Verarbeitung der dabei erzeugten Schlacken noch darin, dass der Schmelzeffect durch einen lebhaftern Betrieb dieser Arbeit sich bedeutend steigern lässt, ohne dass, wenn auch in Folge dessen die Metallgehalte der Schlacken sich in Etwas erhöhen sollten, das Metallausbringen gefährdet wird, indem die der Erzarbeit sofort folgende Umschmelzung der Schlacken im Flammofen gegen Verluste hier sicher stellt.

Die Röstung eines Theils der zur Bleischlackenarbeit kommenden Erze geschieht deshalb, um sowohl einem zu hohen Steinfall und damit zusammenhängenden geringeren Metallgehalt des ausgebrachten Rohsteins zu begegnen, als auch einem zu strengen und unreinen Schmelzgange vorzubeugen, der in Folge des hohen Zinkblendegehaltes der Zuschlagserze eintreten würde.

Die aus Zuschlagserzen und kiesigen Dürrerzen bestehende Beschickung (kiesarme Dürrerze bleiben von der Röstung ausgeschlossen) wird entweder in den Seite 93 beschriebenen Muffelöfen oder in den in Fig. 18 a und b abgebildeten und bereits Bd. I. S. 203 u. f. beschriebenen sogenannten englischen Röstöfen, welche entweder mit einer a. a. O. mitgetheilten Gasfeuerung oder mit einer gewöhnlichen Rostfeuerung versehen sind, geröstet. Der Röstheerd *k* hat von der Feuerbrücke *i* bis an die Stelle *l* (Fig. 18 b), wo sich eine vermauerte Thür befindet, durch die man nöthigenfalls zum Fuchse gelangen kann, eine Länge von 16 Fuss und von den Arbeitsthüren *m m* bis zu den gegenüberstehenden *n n* eine Breite

Fig. 18 a.

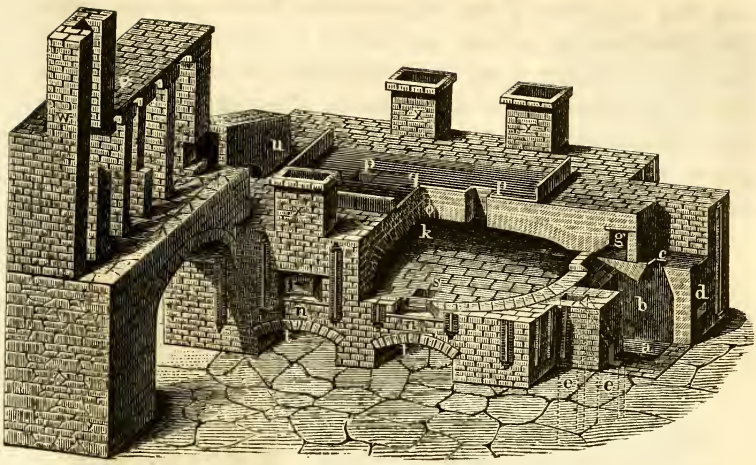
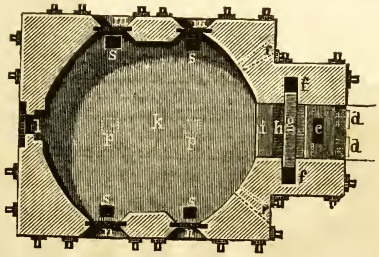



Fig. 18 b.

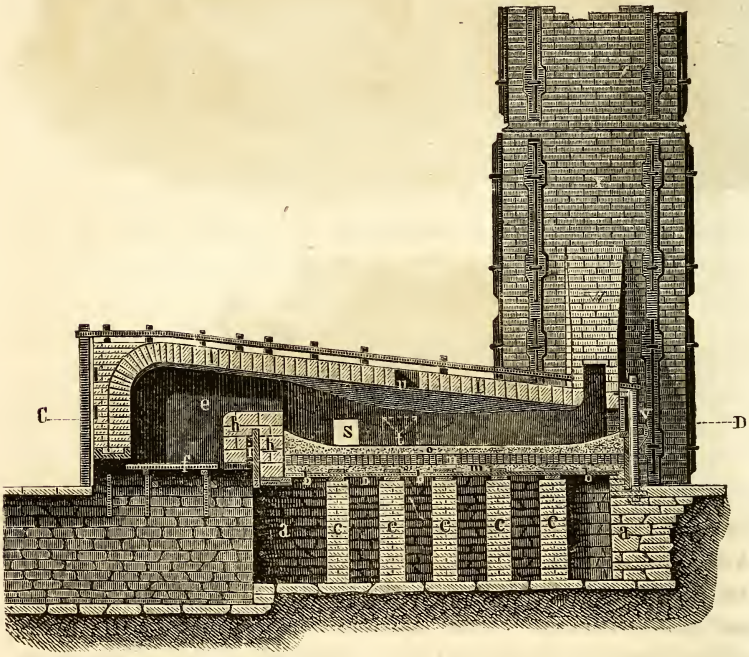



von 14 Fuss, in der Mitte aber von 13 Fuss. Jede der vier Arbeitsthüren ist 13 Zoll breit und 9 Zoll hoch. Das über den Heerd gespannte Gewölbe hat in der Mitte 1 Fuss 8 Zoll und an den Seiten 1 Fuss Abstand vom Heerde. Die Stärke einer Röstpost beträgt 30 Ctr. Die Dauer der Röstzeit 8 Stunden. Der Brennmaterialaufgang in 24 Stunden ist durchschnittlich 18 Ctr. Steinkohlen oder bei Gasfeuerung circa 10 Ctr. Steinkohlen und 9 Ctr. Cynder. Während dieser Zeit sind 6 Arbeiter vor dem Ofen beschäftigt, welche zu je zweien achtstündige Schichten verfahren.

Von dem aus den Oefen gezogenen Erz wird eine Probe zur Bestimmung des Schwefelgehaltes (s. Anm. zu S. 95) weggenommen. Die Probe darf höchstens 4,5 Proc. Schwefel ergeben.

Die Verschmelzung der gerösteten Beschickung unter Zusatz von derselben Menge ungerösteten Zuschlagserzes, sowie der Bleischlacken, erfolgt gewöhnlich in Flammöfen und zwar von der in Fig. 19 a und b abgebildeten, bereits Bd. I. Seite 205 u. f. beschriebenen Construction. Der Rost dieser Oefen hat 2 Ellen im Quadrat, er besteht aus 13 zweielligen Roststäben von 2 Quadratzoll Querschnitt, der darunter befindliche Aschenfall ist 2 Ellen 18 Zoll hoch. Das Schürloch, welches

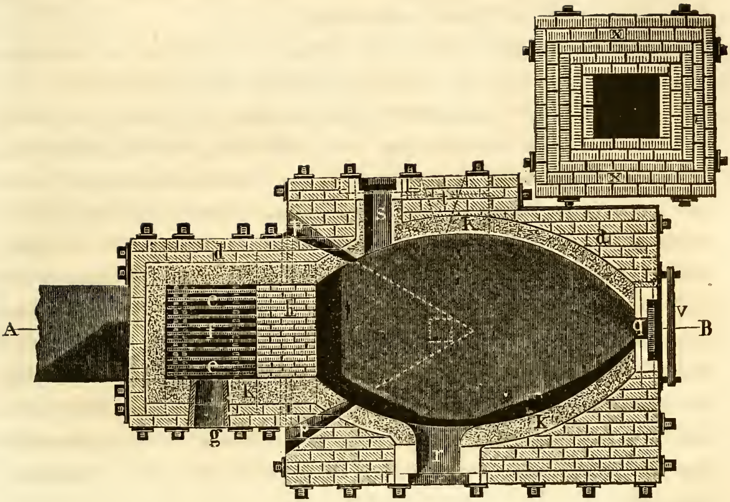
Fig. 19 a.




sich von Aussen nach Innen zu etwas verengt, ist aussen 16 Zoll, innen 14 Zoll breit, sowie aussen 18 Zoll und innen 14 Zoll hoch, übrigens aber mit schwachen Eisenplatten ausgelegt. Die ganze Länge der Feuerbrücke beträgt 1 Elle 6 Zoll, ihre Breite 2 Ellen, ihre Höhe über dem Heerd 12 Zoll und über dem Rost 1 Elle 4 Zoll.

Die Länge des Heerdes von der Feuerbrücke bis zur innern Mündung der Arbeitsöffnung ist 6 Ellen 12 Zoll. Die grösste Breite, d. i. von der Stichöffnung bei *t* bis zur ent-

Fig. 19 b.




gegengesetzten Oeffnung *r*, beträgt 4 Ellen; an der Feuerbrücke ist der Heerd 2 Ellen breit, vorn an der Arbeitsöffnung läuft er bis auf 14 Zoll zusammen. Seine grösste Tiefe in der Nähe des Stichlochs ist gegen 6 Zoll. Die Masse, aus welcher der Schmelzheerd geschlagen wird, ist ein inniges Gemenge von 5 Theilen feingepochtem und gesiebten, gut gebrannten Quarz und 1 Theil feingepochter und gesiebter Rohschlacke. Bei Herstellung einer neuen Sohle wird dieses Gemenge, nachdem es in den Ofen gebracht und ausgebreitet worden ist, nach und nach einer so hohen Temperatur ausgesetzt, dass die Oberfläche stark zusammenfrittet. Nach Austiefung des Heerdes in der etwas erweichten Masse wird mit dem Verschmelzen von Beschickung begonnen, den ersten Satz lässt man jedoch nur aus Bleischlacken bestehen, um der Sohle mehr Festigkeit zu geben.

Das Fuchsloch im Gewölbe hat einen trapezoidalen Querschnitt, die Breite desselben beträgt 11 Zoll, die hintere Länge am Gewölbe 1 Elle 8 Zoll, die vordere an der Arbeitsöffnung 14 Zoll. Die Höhe des Fuchses an dieser Stelle, senkrecht zur Neigung gemessen, ist 18 Zoll. Der Querschnitt des Fuchses, mit welchem derselbe in die Esse einmündet, ist 22 Zoll weit und 1 Elle 6 Zoll hoch.

Die Esse hat, von der Hüttensohle an gerechnet, eine

Höhe von 30 Ellen, der Querschnitt ist quadratisch mit 28 Zoll lichter Weite unten wie oben.

Vor derjenigen Seite des Ofens, in welcher die Arbeitsöffnung angebracht ist, befindet sich an der Hüttensohle eine starke Lage groben angefeuchteten Sandes, in welcher mehrere halbkugelförmige Vertiefungen zur Aufnahme der aus den Ofen gezogenen Schlacken gegraben sind. Gewöhnlich stehen auch hier mehrere eiserne, aus 2 rechtwinklichen Theilen zusammengesetzte, oben offene Formen, deren Boden die Hüttensohle bildet, in welche ein Theil der flüssigen Schlacke zur Anfertigung von Schlackensteinen geleitet wird. Diese Schlackensteine haben eine Länge von 2 Fuss, Breite und Höhe von 12 Zoll und finden bei den Hüttenwerken vielfach Verwendung bei Mauerungen. Vor der Stichöffnung bei *t* sind mehrere länglich viereckige eiserne Pfannen von abgestumpft pyramidaler Form aufgestellt, in welche man den Rohstein absticht.

Die Beschickung wird in einzelnen Sätzen jedem Ofen vorgelaufen und kommt in einen über dem Gewölbe des Ofens an Balken hängenden und verschiebbaren eisernen Trichter. Ein Satz ist regelmässig zusammengesetzt aus 20 Ctr. Bleischlacken, 5 Ctr. rohen und 5 Ctr. gerösteten Zuschlagserz. Statt des gerösteten Erzes dient wohl auch in Haufen zugebrannter Stuffkies oder Kiesabbrände aus der Schwefelsäurefabrik. Das Gewicht eines Satzes ist daher 30 Ctr. Zu unterst in den Trichter schüttet man die Schlacke und darauf das Erz. Bei Mangel an Quarz in letzterem ist man genöthigt jedem Satz noch 1 bis 2 Ctr. davon zuzuschlagen.

Das Verfahren beim Verschmelzen eines Satzes ist folgendes: Nachdem die Beschickung durch die im Ofengewölbe angebrachte Füllöffnung *u* auf den Heerd gelassen worden ist, wird sie mit einer Krücke breit gezogen, so dass die grösste Menge in die Nähe der Feuerbrücke zu liegen kommt, um ein Durchschmelzen derselben möglichst zu verhüten. Man schliesst hierauf das Arbeitsthor und beseitigt alle etwa offen bleibenden Fugen durch Zuwerfen mit feuchtem Sand, räumt und bricht den Rost auf und füllt den Feuerungsraum mit Brennmaterial an, um die zum Einschmelzen des Satzes erforderliche Hitze zu erlangen. Durch das Schürloch darf nur wenig

Luft treten, es wird daher fast ganz mit klaren Kohlen zugeworfen. Das Rosträumen und Einfeuern muss alle halbe Stunden wiederholt werden. Nach Verlauf von $2^1/_2$ Stunden ist der Satz eingeschmolzen, wenn die Feuerung richtig geführt wurde, und man rührt jetzt mit der Krücke die Masse sorgfältig durch, um das Auflegen von ungeschmolzenen Beschickungstheilen auf dem Heerde zu vermeiden. Man schliesst die Arbeitsöffnung wieder, feuert nochmals stark und setzt den Satz etwa noch während einer Viertelstunde einer starken Schmelzhitze aus. Nach dieser Zeit wird die Schlacke mittelst einer Krücke durch die Arbeitsöffnung herausgezogen; sie läuft zunächst in die vor der Arbeitsöffnung vorgerichteten Vertiefungen in Sand und dann in die erwähnten eisernen Formen. Damit die Schlacken sich möglichst vollkommen vom Heerde entfernen lassen, lässt man einen kleinen Theil des neuen Satzes auf den Heerd, wodurch die Schlacken mehr gehoben und nach der Arbeitsöffnung zu gedrängt werden, wodurch sie dann vollständiger abgezogen werden können.

Nach Beendigung des Schlackenziehens wird der übrige Theil des neuen Satzes auf den Heerd gelassen und mit dem Verschmelzen desselben in der nämlichen Weise verfahren. Nach je 3 Sätzen erfolgt in der Regel das Abstechen des Rohsteins in die vor der Stichöffnung angebrachten eisernen Pfannen. In 24 Stunden werden zwei bis drei Stiche gemacht. Nachdem der Rohstein in den Pfannen erkaltet, wird er herausgehoben, zerschlagen und entweder in Stadeln zugebrannt oder in Oefen geröstet. Der Verschluss der Stichöffnung erfolgt mittelst Lehmpfropfes. Nach jedem Stich nimmt man das Ausbessern (Austhonen) der Feuerbrücke und des Heerdes vor. Man schlägt zu dem Ende eine stark angefeuchtete Masse, bestehend aus 5 Theilen feingepochten feuerfesten Thon und 2 Theilen gebrannten und gröblich gepochten Quarz ringsum an der Feuerbrücke und an den Heerdwänden an, um ein stärkeres Angreifen dieser Theile durch die Schlacke im Verlauf der Schmelzung zu verhüten.

Der Aufgang an Brennmaterial in 24 Stunden beträgt durchschnittlich 60 Scheffel oder etwa 114 Ctr. Schieferkohle.

Die Dauer eines Ofengewölbes kann im günstigsten Falle

zu $1\frac{1}{2}$ bis 2 Jahren angenommen werden. Eine Schmelzcampagne aber währt so lange, als der Heerd hält, was im Durchschnitt 1 Jahr lang der Fall ist.

Der Steinfall in 24 Stunden beläuft sich im Durchschnitt auf 40 Ctr. Eine Pfanne Stein wiegt ohngefähr $4\frac{1}{2}$ Ctr. Der Silbergehalt des Steins beträgt pro Ctr. 15 bis 20 Pfundtheile, der Bleigehalt 8 bis 10 Pfund, der Kupfergehalt 4 bis 5 Pfd. Der Stein hat meist einen körnig blättrigen, schwarzen, schwach glänzenden Bruch und zeigt nach dem Erkalten beim Zerschlagen eine gewisse Festigkeit. Diese Eigenschaften erhält er hauptsächlich durch einen mitunter sehr beträchtlichen Gehalt von Schwefelzink, der sich häufig sogar durch sichtbare Partien Zinkblende sofort zu erkennen giebt und durch Einmengungen von Eisenoxydoxydul, welches sich nicht selten mit bewaffnetem Auge in Höhlungen als schwarze glänzende octaëdrische Kryställchen wahrnehmen lässt. Häufig bemerkt man auch Schlackentheile im Stein, welchen jedenfalls der bei den Analysen desselben fast stets angetroffene Kieselerdegehalt zuzuschreiben ist.

Die Untersuchung mehrerer Flammofenrohsteine hat folgende Zusammensetzung derselben ergeben:

| | S | Pb | Fe | Cu | Zk | As Sb | Si | O incl. V. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1) | 23,43 | 7,35 | 53,81 | 3,87 | 7,65 | 0,84 | 2,11 | — |
| 2) | 21,81 | 5,69 | 51,35 | 11,33 | 2,14 incl. Sp. von Co. u. Mn. | 0,73 | Sp. | 6,95 |
| 3) | 24,00 | 17,42 | 41,30 | 9,18 | 1,28 | 0,27 | 1,56 Nam. Sp v. K. | 0,50 4,49 |

Nr. 1. Stein von gutem Ofengange nach Richter. Nr. 2. Stein vom Verschmelzen der Bleisteinschlacken nach Demselben. Von tombackbrauner Farbe und beim Zerschlagen vielfach schwarze glänzende Flächen zeigend. Nr. 3 nach Reich. Diese Steine können in der Hauptsache als Verbindungen von $\dot{F}e$ mit mehr oder weniger $\dot{F}e$ betrachtet werden, in Verbindung mit $\dot{P}b$, $\dot{C}u$, $\dot{Z}n$, $\dot{A}g$, zu denen sich zuweilen noch $(Fe, Ni, Co)^4$ As gesellen.

Die Schlacken sind von grünlich schwarzer bis braun schwarzer Farbe, wenig glänzend und meist von krystallinischer

Beschaffenheit, wozu die langsame Erkaltung in grossen Massen wesentlich mit beiträgt. Ihr specifisches Gewicht geht von 3,70 bis 3,86. Von der bei jedem Abziehen erhaltenen Schlacke werden nur die beiden letzterhaltenen Stücke einer Untersuchung auf Stein unterworfen, der übrige Theil wird entweder zu Bausteinen geformt oder über die Halde gestürzt. Der Gehalt der abgesetzten Schlacken beträgt durchschnittlich 1 Pfund Blei und 0,2 Pfundth. Silber im Ctr. In Nachstehendem ist die Zusammensetzung mehrerer Schlacken von dieser Arbeit angegeben:

| | $\ddot{Si}$ | $\ddot{Al}$ | $\dot{Fe}$ | $\dot{Ca}$ | $\dot{Mg}$ | $\dot{Cu}$ | $\dot{Pb}$ | $\dot{Zn}$ | $\dot{Mn}$ | S |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1) | 36,04 | 5,38 | 42,60 | 6,29 | 1,71 incl. $\dot{Mn}$ | 0,24 | 1,34 | 4,66 | — | 1,47 |
| 2) | 34,30 | 4,65 | 41,96 | 7,45 | 1,30 incl. $\dot{Mn}$ | 0,15 | 0,98 | 7,75 | — | 0,80 |
| 3) | 36,08 | 3,36 | 40,86 | 7,96 | 1,01 | 0,18 | 0,73 | 6,66 | 0,74 | 1,92 |
| 4) | 36,68 | 4,55 | 42,12 | 2,17 | 0,65 | 0,32 | 1,94 | 7,30 | | $\dot{Ca}$ 6,41 |

Nr. 1. Durchschnittsprobe von einer grösseren Menge Schlacken von der Halsbrückner Hütte, nach Richter; Nr. 2 von der Muldner Hütte nach Demselben; Nr. 3 von der Muldner Hütte bei einem Zusatz von Kokespulver zur Beschickung erhalten, nach Demselben; Nr. 4 von strengem Ofengange an der Halsbrückner Hütte, nach Göldner.

Die Schlacken sind dieser Zusammensetzung zu Folge Gemenge von Bisilikaten mit Singulosilikaten, in denen jedoch die erstern bedeutend vorwalten. Der Schwefelgehalt gehört ebensowohl eingemengten Steintheilen an, als ist auch immer ein Theil des Kalks als Schwefelcalcium vorhanden.

Der beträchtliche Zinkgehalt des Rohsteins verändert die Eigenschaften dieses Produktes nicht unbedeutend. Der Stein ist strengflüssiger und von geringerer Cohäsion im flüssigen Zustande, ebenso lässt er sich schwerer zubrennen, da er dichter als reiner Rohstein ist und das beigemischte Schwefelzink sich in der Rösthitze viel langsamer oxydirt als das Schwefeleisen. Bei der weiteren Verarbeitung des zugebrannten oder gerösteten Produkts endlich mit gerösteten Bleierzen über Schachtöfen, ist ebenfalls eine störende Einwirkung desselben wahrzunehmen. Diese Erfahrungen gaben im Jahre 1854

bei den Freiberger Hütten Veranlassung, bei der Darstellung des Rohsteins im Flammofen auf die Zersetzung des vorhandenen Schwefelzinks durch geeignete Zuschläge hinzuarbeiten.*) Diese Zuschläge bestanden in Eisenoxyd und Kohle. Das Eisenoxyd wurde in Form von gut geröstetem kiesigen Erz der Beschickung zugetheilt, die Kohle als Kokes- oder Braunkohlenpulver. Das durch die reducirende Wirkung der Kohle auf das Eisenoxyd gebildete Eisen sollte das vorhandene Schwefelzink zersetzen und das Zink verflüchtigen, ausserdem fügte man noch etwas Flussspath der besseren Schlackenbildung wegen bei. Das Verschmelzen ging erfahrungsmässig am besten, wenn man die erwähnten Zuschläge dem sogenannten Stichsatz, d. i. dem Satze, nach dessen Einschmelzen der Stich erfolgt, zusetzte, und zwar gab man auf:

24 Ctr. Bleischlacken,
4 „ geröstetes Zuschlagserz,
2 „ rohes desgl.
Sa. 30 Ctr.

$1\frac{1}{2}$ Ctr. fein gepochten Kokes und $\frac{1}{2}$ Ctr. Flussspath. Schon das äussere Ansehen des erzeugten Rohsteins liess die Wirkung dieser Zuschläge erkennen. Während der bei einem andern Ofen von derselben Beschickung, jedoch mit Hinweglassung der Zuschläge, gefallene Rohstein die oben mitgetheilte Beschaffenheit eines zinkreichen Produktes wahrnehmen liess, entsprach das Aussehen des mit jenen Zuschlägen dargestellten Rohsteins fast gänzlich dem des früheren zinkarmen Schachtofensteins. Durch die Analyse wurde diese Veränderung des Steins ebenfalls bestätigt. Es enthielt nämlich der Stein vom Verschmelzen der Schlacken

| | ohne Zuschlag von Kokes | mit |
|---|---|---|
| Eisen | 36,55 Proc. | 46,54 Proc. |
| Zink | 13,10 „ | 4,65 „ |
| Kupfer | 5,21 „ | 6,70 „ |
| Blei | 9,32 „ | 7,98 „ |

Die Zusammensetzung der bei beiden Oefen erzeugten Schlacken liess nur unwesentliche Verschiedenheiten wahr-

*) Berg- und hüttenm. Zeitung 1854, S. 81.

nehmen und ist aus den S. 113 unter Nr. 2 und 3 mitgetheilten Schlackenanalysen zu ersehen.

Wenn nun gleich der Zweck, einen möglichst zinkarmen Rohstein zu erzeugen, erreicht wurde, so fanden sich doch auch Uebelstände ein, die auf den Flammofenprozess einen wesentlichen Einfluss ausübten. Das Schmelzen der Sätze wurde durch diese Zuschläge auffallend verzögert und nahm mehr Brennmaterial in Anspruch. Die Schlacke hielt sich (vielleicht in Folge der kohligen Einmengungen) etwas musig und die Separation des Steins ging schwieriger von Statten. Es wurde deshalb auch mehr unreine Schlacke erzeugt, die wieder umgeschmolzen werden musste. Endlich waren aber auch die grösseren Metallverluste an Silber und Blei, namentlich an letzterem, nicht unerheblich. Man hat deshalb diese Versuche nicht weiter fortgesetzt und um so weniger hierzu Veranlassung gefunden, als durch eine vollkommenere Röstung der blendigen Zuschlagserze eine bei Weitem bessere Beschaffenheit des Flammofenrohsteins erreicht worden ist.

Der Freiberger Flammofenprozess hat schon mehrmals Gelegenheit zur Beobachtung interessanter Hüttenprodukte gegeben*). Während der gewöhnlich längere Zeit dauernden Schmelzcampagne eines Flammofens dringen bei allmählichem Schadhaftwerden des Heerdes flüssige Schwefelmetalltheile — vielleicht auch metallführende Dämpfe — in die Sohle ein, verbleiben hier, allen durch den Schmelzprozess herbeigeführten Störungen entzogen, während der Campagne z. Th. im geschmolzenen Zustande und können am Ende daselbst langsam erkalten, wodurch verschiedene Verbindungen von Schwefelmetallen sich chemisch ausscheiden und krystallinisch gestalten. Zuweilen gelangen wohl noch Wasserdämpfe und atmosphärische Luft zu diesen Verbindungen, so dass sie zersetzt und andere Produkte hervorgerufen werden. Namentlich ist es eine bleiglanzartige und eine kupferkiesähnliche Verbindung, welche man öfter angetroffen hat. In der dem Bleiglanz fast genau entsprechenden Verbindung fanden sich nur geringe Mengen von Kupfer, Antimon und Silber. Ein blumig blättriges, blei-

*) Gangstudien von B. Cotta, Bd. II. S. 1—18. Berg- und hüttenm. Zeitung 1855, Nr. 13, 15 und 37. 1859, Nr. 44.

graues Produkt enthielt: Schwefel 17,40, Kupfer 41,93, Blei 38,60, Eisen 0,36, Antimon 0,65, Silber 1,10 (Sa. 100,04) und entspricht der Formel 9 $\dot{Cu}$ + 5 $\dot{Pb}$. Das dem Kupferkies sehr ähnliche Produkt enthielt Schwefel 33,33, Eisen 41,65, Kupfer 20,36, Blei 1,71, Nickel 1,18, Antimon 0,96, Silber 0,09 (Sa. 99,28) und lässt sich durch die Formel $\dot{Cu}$ $\dot{Fe}$ + $\dot{Fe}$ $\dot{Fe}$ ausdrücken. Auch fand man, jedenfalls durch Einwirkung von Wasserdämpfen auf Schwefeleisen entstanden, Magneteisenkrystalle, von denen viele einen Kern von rohsteinähnlichem Schwefelmetall einschlossen.

Die Produktion der beiden Freiberger Hütten an Bleiwaaren beträgt jährlich gegen 52000 Ctr. Weichblei, circa 5000 Ctr. Hartblei und circa 15000 Ctr. Glätte.

C. Verschmelzen oxydirter Bleierze. Die auf den Hütten im Altai*) verschmolzenen Silber- und Bleierze enthalten von metallischen Bestandtheilen Eisenocher, Weissbleierz, Kupferblau, Kupfergrün, Galmei, Eisenkies, Zinkblende und Bleiglanz, von nicht metallischen Bestandtheilen dagegen hauptsächlich Quarz und gewöhnlich mit Schiefern, Hornstein etc. vermischten Schwerspath. Die Hütten verschmelzen jährlich gegen 3,352000 Pud**) Erz mit einem mittleren Gehalt von $1^{64}/_{96}$ Solot. Silber pr. Pud, wovon etwa der zehnte Theil silberhaltiges Bleierz ist, welches im Mittel 8 Pfd. Blei pro Pud enthält. Die Erze sind daher arm an Blei und übrigens sehr schwer schmelzbar.

Das Verschmelzen geschieht in 12 Fuss hohen Schachtöfen mit nur einer Form; an der Hinterwand beträgt die Breite dieser Oefen $3^1/_2$ Fuss, an der vordern 3 Fuss, die Länge von hinten nach vorn 4 Fuss. Die Form liegt etwas geneigt und schmilzt man mit dunkler Nase. Eine Erzschicht besteht aus 161 Pud Bleierzen, hierzu kommen 30 bis 40 Pud Rohstein oder Bleistein von derselben Arbeit, 10 oder 15 Pud

---

*) Berg- u. hüttenm. Zeitung 1853. S. 180.

**) 1 Pud = 40 russ. Pfund = 35 preuss. Pfund = 16,381 Kilogr. 1 Pfund = 96 Solotnik = 409,52 Gramm. 1 Solotn. = 96 Doli.

Schwerspath, 20 oder 30 Pud Seesalz, 25 bis 30 Pud Kalkstein. Man verschmilzt in 24 Stunden über einen Ofen nicht mehr als 80 bis 100 Pud und verbraucht dabei gegen 8 Körbe Kohlen (à 20 Pud) auf 100 Pud Erz. Da die Erze ausserordentlich strengflüssig sind, so erhält man selten flüssige Schlacken.

Die Produkte der Arbeit sind folgende: Werkblei mit 7 bis 15 Solotnik Silber und 93 bis 95 Proc. reinem Blei, sowie ausserdem Kupfer, Eisen, Antimon und Schwefel; Bleistein, der wiederum mit bleihaltigen Erzen zusammen verschmolzen wird und in 1 Pud $2\frac{1}{2}$ bis 4 Solotnik Silber enthält, es befinden sich ausserdem gegen 12 Proc. Blei und gegen 20 Proc. Kupfer darin; Schlacken, die meist bei der Silberroharbeit zugeschlagen werden. Sie enthalten $\frac{1}{2}$ bis $\frac{3}{4}$ Solotnik Silber, bestehen aus Bi- und Trisilikaten und sind, wie schon erwähnt, selten von flüssiger Beschaffenheit. Wächst der Vorrath an Schlacken vom Bleischmelzen bedeutend, so bildet man besondere Schlackenschichten, welche in 16 Fuss hohen Schachtöfen verschmolzen werden. Man fügt diesen Schichten noch Schlacken vom Rohsteinentsilbern, ferner 5 bis 10 Proc. Kalkstein als Flussmittel und 10 bis 20 Proc. arme Schwerspatherze hinzu, welche die Bildung von Rohstein begünstigen. Man erhält Rohstein, der in das Silber- und Bleischmelzen zurückgeht.

3) Verschmelzen der Bleierze in Heerdöfen. In Heerdöfen können mit Vortheil ebenfalls nur, wie in den Flammöfen, die reinsten Bleiglanze verschmolzen werden. Der etwas beträchtlichere Bleiverlust bei der Heerdofenarbeit gegenüber dem Flammofenprozess, wird durch geringeren Brennmaterialaufgang und schnellere Arbeit reichlich wieder ausgeglichen.

Das Schmelzen erfolgt entweder im schottischen oder amerikanischen Bleiheerde.

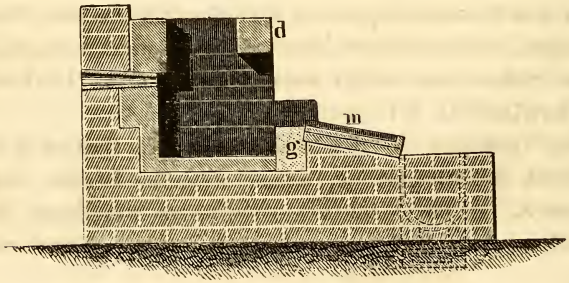
Das Verfahren in den schottischen Oefen*) stimmt hinsichtlich der Grundsätze, worauf dasselbe beruht, fast ganz mit dem S. 56 beschriebenen englischen Verfahren der Zugutemachung des Bleiglanzes überein. Man röstet zunächst

*) Karsten, Metall. V. 174. Phillips, Manual of Metall. 1854. 507. Berg- und hüttenm. Zeit. 1859. S. 388.

das Erz in einem Flammofen unvollständig ab, so dass es in der Hauptsache aus einem Gemenge von Schwefelblei und schwefelsaurem Bleioxyd besteht. In diesem Zustande wird es in den schottischen Heerd gebracht und hier lässt man bei Kokesfeuerung die Bildung von Unterschwefelblei und metallischem Blei vor sich gehen. In den Flammöfen wird die Zerlegung des Unterschwefelbleies ausser durch Kalkzuschläge auch durch periodische Verminderung der Temperatur im Ofen bewerkstelligt. Eine solche periodische Temperaturverminderung lässt sich in den, kleinen Schachtöfen ähnlichen, schottischen Heerden nicht vornehmen, weshalb man ein anderes Mittel zur Zersetzung des Unterschwefelbleies anwendet, welches darin besteht, dass man die erweichte Masse mit Zangen aus dem Schacht nimmt, vor dem Ofen auf kurze Zeit der Abkühlung überlässt und dann wieder in den Ofen zurückgiebt. Kalkzusätze werden hauptsächlich nur dann angewendet, wenn die Masse aus Versehen zu flüssig geworden ist.

Die schottischen Oefen sind nur in England und zwar in Cumberland, Northumberland und Durham eingeführt. Die Oefen, in welchen die zum Verschmelzen bestimmten Bleierze geröstet werden, sind bereits früher bei dem englischen Bleischmelzverfahren beschrieben worden. Gewöhnlich bringt man circa 10 Ctr. Erz auf einmal in den Ofen, welche in 9 bis 10 Stunden abgeröstet sind. Die Einrichtung des schottischen Heerdes ergiebt sich aus Fig. 20 a und b, wovon *a* den senkrechten Durchschnitt von der Form-

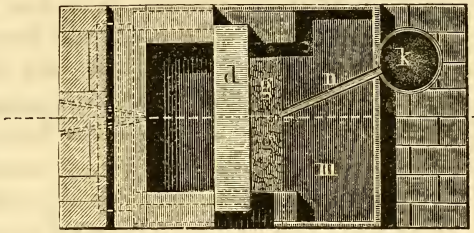
Fig. 20 a.




zur Vorwand und *b* die obere Ansicht darstellt. Der Schacht des Ofens ist von der Sohle bis zur Gicht 22 Zoll hoch und hat unter der Form eine grössere Weite als über derselben,

die Umfassungswände stehen ganz senkrecht. Die Sohle besteht aus einer eisernen Platte und ebenso ist der grösste Theil der Umfassungswände aus eisernen Balken zusammengesetzt. Die vordere Kante der Sohlplatte erhält einen 4 bis

Fig. 20 b.




5 Zoll starken Rand *g*, von einem angefeuchteten Gemenge aus Knochenasche und fein gepulvertem Bleiglanz hergestellt, welche Masse das Blei nicht zu durchdringen vermag. Es wird hierdurch ein Sammelheerd gebildet, der sich nach und nach mit geschmolzenem Blei füllt. Vor der Ofenbrust liegt eine eiserne, gegen den Horizont geneigte Platte *m*, die Arbeitsplatte oder der Werkstein, über welche durch eine schmale Rinne *n* das Blei, welches der Sammelheerd nicht zu fassen vermag und nachdem es zunächst durch eine in *g* ausgeschnittene Rinne getreten, nach einem eisernen Kessel geführt wird, den man durch eine besondere Feuerung stets heiss erhält.

Das im Heerde zurückbleibende Blei schöpft man erst dann mit Kellen aus, wenn der Ofen ausser Betrieb gesetzt wird. Dieses Blei trägt während der Arbeit jedenfalls mit dazu bei, das entstandene Schwefelblei wieder in Unterschwefelblei umzuändern und den Prozess dadurch zu befördern. Die Vorwand des Ofens ist ganz offen und wird nur oben durch den eisernen Balken *d* geschlossen. Die Sohlplatte, den Damm *g* und die Arbeitsplatte lässt man auch wohl aus einem einzigen Gussstück bestehen.

Bei Beginn des Betriebes des Ofens wird die Vorwand durch über einander geschichtete Torfziegel geschlossen und der Schacht mit Steinkohlen, Torf oder Kokes angefüllt. Ist das Brennmaterial völlig in Brand, wird zunächst schon im Ofen behandeltes Erz vom vorigen Schmelzen aufgegeben. Nach kurzer Zeit zieht man den grössten Theil der im Ofen

befindlichen geschmolzenen Masse auf die Arbeitsplatte und wirft die Schlacke bei Seite, die metallischen Theile dagegen giebt man in den Ofen zurück, breitet darüber einige Schaufeln geröstetes Erz aus, legt aber stets vorher vor die Form einen Torfziegel, um den Windstrom möglichst zu zertheilen. Auf solche Weise werden in kurzen Zeiträumen die in dem Schachte befindlichen Massen von neuem wieder auf die Arbeitsplatte gezogen, die Schlacke abermals ausgehalten und bei Seite gelegt, ein frisches Stück Torf vor die Form gebracht, die metallische Masse wieder mit Kohlen und etwas Kalk versetzt in den Schacht zurückgegeben, mit einer neuen Quantität Erz bedeckt und die Arbeit im Ofen in der erwähnten Weise ununterbrochen fortgesetzt. Von Zeit zu Zeit giebt man frisches Brennmaterial auf, der Aufwand davon ist sehr unbedeutend.

Bei gutem Gange der Arbeit sollen in 30 Minuten 100 Pfund geröstetes Erz verarbeitet werden, woraus 65 Pfd. Werkblei und circa 25 Pfd. Rückstände erfolgen, welche im Schlackenofen noch etwa 20 Proc. Blei geben, so dass aus dem Erze überhaupt gegen 70 Proc. Blei gewonnen werden.

Die Rückstände von der Arbeit im schottischen Heerd sowohl, wie die Abgänge von der früher mitgetheilten Schmelzarbeit in Flammöfen, verschmilzt man wegen ihres Bleigehaltes in sogenannten Schlackenöfen oder Schlackenheerden.*) Diese Abgänge enthalten ausser etwas unzersetztem Bleiglanz und verschlacktem Bleioxyd, hauptsächlich schwefelsaures Bleioxyd, welches durch Niederschmelzen zwischen Kohlenschichten sehr leicht zersetzt und zu Blei reducirt wird. Auch enthalten diese Abgänge stets Kalkerde, welche ebenfalls zur vollständigern Zersetzung mit beiträgt. Eine der gewöhnlicheren Einrichtungen eines solchen Schlackenschmelzofens stellen die Zeichnungen Fig. 21 a in der obern Ansicht und b im senkrechten Durchschnitt durch die Form- und Vorwand dar. Der Schacht hat von der etwas geneigten Sohlplatte bis zur Gicht eine Höhe von 40 Zoll, die Höhe über der Form beträgt nur 18—20 Zoll. Die Entfernung der Form von der Vorwand ist 26 Zoll, die Entfernung der beiden Seitenwände 22 Zoll.

*) Karsten, Metall. V. S. 171; Tunners Berg- und hüttenm. Jahrb. Bd. II. 1852. S. 154. Berg- und hüttenm. Zeitg. 1859. S. 379.

Fig. 21 a.

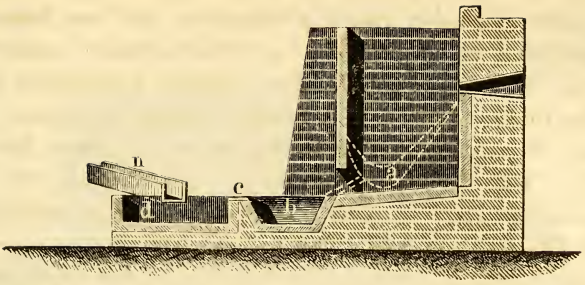
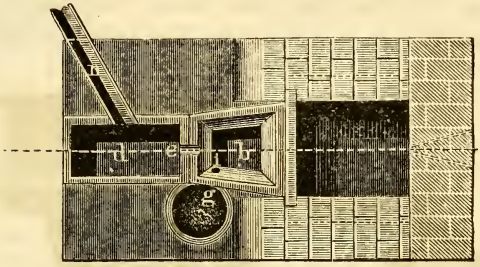



Fig. 21 b.



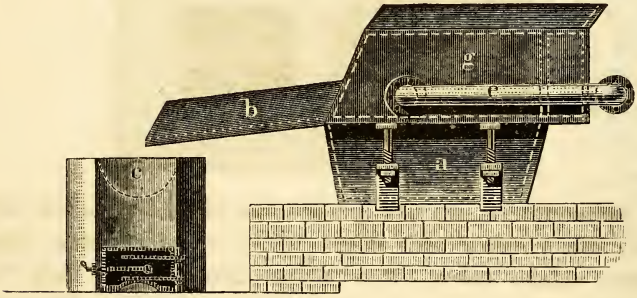

Die Seitenwände sind auf gegossenen eisernen Balken aufgeführt, die Vorwand des Ofens bildet ebenfalls eine eiserne Platte, welche unten einen offenen Raum von 7 Zoll Höhe und von der Breite der des Ofenschachtes lässt. Die Formwand besteht bis zur Formhöhe aus einer gegossenen eisernen Platte, über der Form aus Mauerung. Auf der Sohle des Heerdes wird entweder gepulverter Kokes fest eingestampft, worauf man den Heerd nach der durch die punktirte Linie angedeuteten Gestalt ausschneidet, auch an den beiden Seitenwänden den Kokesheerd etwas in die Höhe zieht — die geschmolzene Masse wird dann von Zeit zu Zeit in die Pfanne *b* abgelassen — oder man bringt auf die Sohle eine Lage Cinder, durch welche wie durch ein Filter das Blei hindurchsickert, während die Schlacke durch einen offen gelassenen Schlitz austritt. Haben Blei und Schlacke den Heerd *b* angefüllt, so läuft die Schlacke durch die Rinne *c* in das Bassin *d*, welchem fortwährend Wasser zufliesst. Die Schlacke zerspringt hierdurch und es können dann die noch darin befindlichen regulinischen Bleikügelchen leicht durch Verwaschen gewonnen werden. Das im Stichheerd *b*

zurückbleibende Blei wird durch die Stichöffnung *i* in einen zur Seite tiefer liegenden Heerd *g* abgelassen und aus demselben ausgeschöpft. Bei der Arbeit im Schlackenheerd wendet man übrigens vielfach und mit Vortheil erhitzte Gebläseluft an.

Am Panther Bleiwerke bei Bristol wurden in solchen Oefen in einer Woche 320 Ctr. Bleischlacken von 37 Proc. Blei mit 104 Ctr. Kokes durchgeschmolzen und daraus 116 Ctr. Schlackenblei mit $^1/_2$ Loth Silbergehalt erzeugt, mithin vom ganzen Bleigehalt nur $2^1/_2$ Ctr. verloren.*)

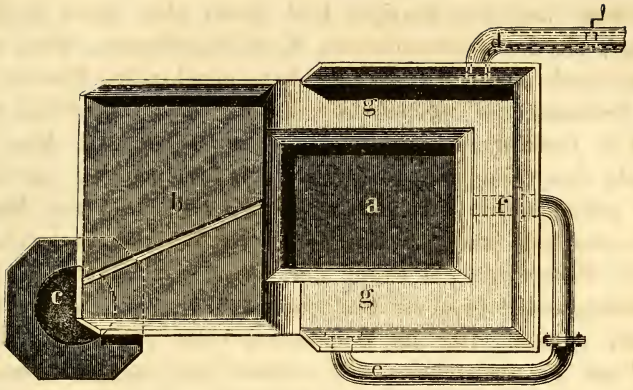
Der nordamerikanische Bleiheerd hat grosse Aehnlichkeit mit einem schottischen Ofen. Man verschmilzt in demselben bei Holzfeuerung und unter Anwendung heisser Gebläseluft das Erz im ungerösteten Zustande.

Fig. 22 a.




*) Trotz dieses allerdings nur bei guter Construction und geschickter Behandlung des Apparates zu erzielenden günstigen Ausfalls ist der Schlackenheerd in neuerer Zeit auf einigen engl. Bleihütten durch den sogenannten castilischen Ofen verdrängt worden, über welchem auch ärmere Erze verschmolzen werden können. Es ist dies ein nach Art eines Tiegelofens mit offner Brust zugemachter kreisrunder und gleichweiter Schachtofen von circa 3 Fuss Durchmesser und 8,5 Fuss Höhe, sowie mit 3 Formen versehen. Erz und Kohle, ersteres geröstet und mit den nöthigen Zuschlägen von Schlacken, Eisen und Kalkstein gemengt, werden schichtenweise aufgegeben. Die Schlacke fliesst beständig durch eine Rinne in eiserne kleine Wagen, worin sie erstarrt und weggefahren wird. Das Blei lässt man in einen seitlich gelegenen Stichheerd ab. Der Ofen ist mit Rauchcondensations-Vorrichtungen von beträchtlicher Ausdehnung verbunden und trägt deshalb oben auf einen, auf 4 Säulen ruhenden, eisernen Rahmen eine Art Haube, in welcher sich die Eintragsöffnung, sowie auch der Abzugscanal für die verschiedenen flüchtigen Produkte befindet. Ueber einem Ofen können in 24 Stunden 7 Tonnen geröstetes Erz verschmolzen werden. (Berg- u. hüttenm. Zeitg. 1859. S. 419).

Fig. 22 b.




Zu Rosie*), im Staate New-York, sind solche Heerde von der in Fig. 22 a (Seitenansicht) und b (Obere Ansicht) dargestellten Construction im Gebrauch. *a* ist ein 24 Zoll im Quadrat haltendes, 12 Zoll tiefes Reservoir mit 2 Zoll starken Boden und Seitenwänden. An demselben ist die 22 Zoll lange Arbeitsplatte *b* befestigt. Sie hat einen geringen Fall nach vorn und eine Rinne, in welcher das ausgeschmolzene Blei nach dem Reservoir *c* gelangen kann, wo es durch eine besondere Feuerung flüssig erhalten wird; *g* ist ein gusseiserner Windkasten, der eine 14 Zoll hohe Wand über den Seiten des Reservoirs bildet. Der Wind tritt durch das Rohr *d* ein, erwärmt sich innerhalb des Kastens, tritt durch das Rohr *e* wieder aus und gelangt durch die Form *f* 2 Zoll über dem Nieveau des Reservoirs *a* zu dem Brennmaterial. Das Reservoir *a* ist mit metallischem Blei gefüllt, welches während des Prozesses im flüssigen Zustande bleibt und so lange der Ofen im Gange ist, nicht herausgenommen wird. In ganz ähnlicher Weise sind auch die an andern Orten, z. B. in Bleiberg**) angewendeten Heerde construirt, nur dass man hier die in neuerer Zeit gebauten Oefen der besseren und gleichmässigeren Luftvertheilung halber mit 3 Luftausströmungsöffnungen versehen hat.

*) Berg- und hüttenm. Zeitung 1842, S. 975.

**) Berg- und hüttenm. Zeitung 1854, S. 22.

Die in kleinen Portionen eingetragene Beschickung schwimmt auf dem flüssigen Blei dieses aber fliesst in dem Maase, als das ausschmelzende Metall hinzukommt, über, und rinnt durch die in der Arbeitsplatte angebrachte Furche ab. Als Brennmaterial wendet man hauptsächlich Scheitholz und zwar in Form dünn gespaltener kurzer Scheite an. Man beschickt den Ofen alle 10 Minuten, indem man die auf dem Blei schwimmende, zum Theil schon ausgeschmolzene Masse nach vorn zieht (nachdem man vorher den Wind abgesperrt hat), einige Holzscheite in Front der Form hineinwirft, die Beschickung nebst frischem Erz zurückschiebt und das Gebläse wieder anlässt. Der im Windkasten heiss gewordene Wind trifft auf die Holzscheite und vertheilt sich mit der Flamme gleichmässig durch die ganze Beschickung. Während nun dieselbe bald in ein schwaches Glühen geräth, wirkt die Gebläseluft stark oxydirend auf den Bleiglanz ein und derselbe verwandelt sich unter Entwicklung von schwefliger Säure nach und nach in Unterschwefelblei. Ist die grösste Menge des Schwefels abgeschieden und das Blei nicht mehr vor Oxydation geschützt, so oxydirt sich auch ein Theil des Bleies und es tritt bei hinreichend starker Glühhitze eine gegenseitige Zerlegung des noch vorhandenen Unterschwefelbleies, des entstandenen Bleioxydes und des schwefelsauren Bleioxydes ein, so dass Blei metallisch abgeschieden wird. Ein derartiges Ausschmelzen des Bleies aus reinen Bleiglanzschliechen erscheint zwar höcht einfach, allein da bei einer etwas zu hohen Temperatur leicht ein nicht unbeträchtlicher Verlust an Blei durch Verflüchtigung von Schwefelblei entstehen kann, so erfordert doch die Leitung des Prozesses grosse Aufmerksamkeit und Uebung.

Bei dem in Bleiberg zuerst aufgestellten nordamerikanischen Ofen verschmolz man in 12 Stunden 25 Ctr. (Wiener Gewicht) gemengte rohe Bleiglanzschliche, mit einem durchschnittlichen Bleigehalt von 70—71 Proc. nach der trocknen Probe und erhielt daraus 61—62 Proc. reines Blei, sowie etwas Gekrätz mit noch ziemlich viel Blei. Wurden Kernschlieche mit 72—73 Proc. Blei für sich verarbeitet, so konnten davon in 12 Stunden 30—32 Ctr. verschmolzen werden und zwar bei einem Ausbringen von 63—64 Proc., excl. des noch im Gekrätz ent-

haltenen. Von den reinsten Kernschliechen mit 74 Proc. Blei konnten in 12 Stunden 45 Ctr. verarbeitet werden, wobei man 66—67 Proc. Blei, sowie auch etwas bleireiches Gekrätz erhielt. Der Aufgang an Brennmaterial auf 2 Ctr. ausgebrachtes Blei betrug $3^1/_2$ bis $4^1/_2$ Cubikfs. (Wiener Maas) Scheitholz, incl. etwas Holzkohle.

Eine Probe des beim Verschmelzen der Schliechе zurückbleibenden Gekrätzes enthielt nach Plattner:

| | |
|---|---|
| Kieselerde | 5,260 |
| Schwefelsäure | 5,038 |
| Bleioxyd | 37,710 |
| Eisenoxyd | 19,500 |
| Zinkoxyd | 19,200 |
| Molybdänsäure | 0,460 |
| Talkerde | 8,856 |
| Kalkerde und Manganoxydul | 1,417 |
| Thonerde und ausserdem geringe Mengen von Kali, Natron und Kupferoxyd | 1,760 |
| | 99,201 |

Bei der Verschmelzung von Schlammschliechen über den in Rede stehenden Ofen zu Bleiberg zeigte sich, dass ein nicht unbeträchtlicher Theil dieser feinen Schliechе durch die Gewalt des Windstromes und in Folge der sich entwickelnden Dämpfe und Gase durch den Rauchfang mit fortgerissen und der Durchgang der Luft durch die Schliechmasse ausserordentlich erschwert wurde, weshalb sich auch leicht grosse Knollen, welche einen Kern von unzersetztem Schliech enthielten, bildeten. Man verarbeitet deshalb jetzt nur Kernschliechе in dieser Weise und gab bei der Herstellung zweier neuen Heerde jedem derselben zum bessern Abzug des Rauchs einen eignen Rauchfang, und wie schon erwähnt, 3 Luftausströmungsöffnungen. Man erreicht hierdurch ein Bleiausbringen von mehr als 66 Pfd. im Durchschnitt auf 1 Ctr. Schliech, excl. der noch aus dem Gekrätz zu gewinnenden 3 Pfd., sowie bei den reichsten Schliechen ein Ausbringen von 73 Pfund. Ebenso waren Unterhaltungsaufwand und Arbeitslöhne billiger und der Brennmaterialverbrauch fast um $^2/_3$ niedriger als

bei den Flammöfen.*) Das Gekrätz unterwarf man früher der nassen Aufbereitung und verschmolz es wieder über Flammöfen. In neuerer Zeit wird dasselbe jedoch vortheilhafter unter Zuschlag von Quarz, Eisenfrischschlacken und etwas Gusseisen über einen Halbhohofen verschmolzen.

### Zugutemachung von Hüttenprodukten, welche das Blei im oxydirten Zustande enthalten.

Die Produkte, welche hierbei hauptsächlich in Betracht kommen, sind die Glätte und der Abstrich. Abzug und Heerd werden selten einer besonderen Arbeit unterworfen, sondern gewöhnlich als Zuschläge beim Verschmelzen von Silber- und Bleierzen mit verwendet.

**Veschmelzen der Glätte.** Den Reduktionsprozess dieses bei der Treibarbeit erhaltenen, hauptsächlich aus Bleioxyd bestehenden Produktes, bezeichnet man mit dem Namen Glättfrischen. Die Arbeit wird sowohl in Schachtöfen als in Flammöfen betrieben.

Glättfrischen in Schachtöfen. Man wendet gewöhnlich die zum Erzschmelzen dienenden Oefen an. Als Decke, zum Schutz des reducirten und im Vorheerde befindlichen Bleies gegen die Einwirkungen der Gebläseluft, sowie zur Bildung der Nase, giebt man häufig einen Zusatz von Schlacken, entweder von der Erzarbeit oder von der Frischarbeit selbst, mit auf. Als Brennmaterial braucht man Holzkohlen, Steinkohlen, Kokes und Torf.

Auf den Oberharzer Silberhütten**) waren früher durchgängig die Glättfrischöfen Krummöfen und als Spuröfen mit verdecktem Auge zugemacht. In neuerer Zeit hat man zu Clausthaler Hütte den Krummofen in einen 18 bis 19 Fuss hohen Hohofen verwandelt und diesen als Sumpfofen zugemacht, nachdem man schon vorher durch eine Erhöhung des Glättfrischofens zu Lautenthaler Hütte eine Brennmaterialer-

*) Oesterr. Jahrb. für den Berg- u. Hüttenmann 1855. Herausgegeben von Kraus. S. 364. Tunners Berg- u. hüttenm. Jahrb. Bd. II. 1852. S. 262.

**) Kerl, die Oberharzer Hüttenprozesse 1860.

sparung und ein besseres Bleiausbringen erzielt hatte. Auch die Anwendung von Kokessteinen zur Ausmauerung des unteren Theiles des Kernschachtes hat sich vortheilhaft bewährt, indem dadurch die Dauer der Schmelzcampagne verlängert und die Schlackenbildung vermindert worden ist. Die in Stücke zerschlagene Frischglätte wird mit Schlacken von der eignen Arbeit und Holzkohlen in der Weise aufgegeben, dass man die Schlacke an die senkrecht niedergehende Hinterwand setzt, davor die Kohlen und an die Seiten und auf dieselben die Glätte. Letztere gelangt auf diese Weise weniger vor die Form, wo sie die Nase leicht wegschmilzt und sich mehr Blei verflüchtigt. Man setzt gewöhnlich auf 1 Füllfass Kohle (25 Pfd.) 3 Tröge Glätte (174 Pfd.) und $^1/_2$ Trog Glättfrischschlacke (20 Pfd.) Das Schmelzen geht gut, wenn bei dunkler Gicht und dunkler Nase eine zähe Schlacke erfolgt. Wird dasselbe zu hitzig und dünnflüssig, so bricht man an Satz ab. Das abgestochene Blei wird abgeschäumt und in eiserne Pfannen von verschiedener Gestalt gegossen, wo dann noch vor dem Erstarren die auf der Oberfläche sich bildende Haut (Bleidreck) mehrmals abgezogen wird. Principmässig müssen aus der Glätte 88 Proc. Blei ausgebracht werden, was man darüber bekommt, wird den Arbeitern besonders vergütet. Man erhält hauptsächlich folgende Produkte: Frischblei, mit durchschnittlich $^1/_8$ Loth Silber im Centner und geringen Mengen von Kupfer, Antimon, Arsen, Eisen und Zink. Schliech- und Rauchblei gehen nebst dem Steinblei vom ersten Durchstechen als die besten Sorten in langen muldenförmigen Stücken von 128 bis 130 Pfd. Gewicht in den Handel. In Nachstehendem sind Analysen dieser Sorten angegeben.

| | Pb | Cu | Sb | Fe | Zn |
|---|---|---|---|---|---|
| 1) | 99,43 | 0,02 | Spur | — | — |
| 2) | 99,647 | 0,122 | 0,225 | 0,005 | 0,001 |
| 3) | 99,762 | 0,055 | 0,168 | 0,003 | 0,012 |
| 4) | 99,475 | 0,475 | 0,015 | 0,021 | 0,015 |
| 5) | 99,70 | 0,07 | Spur | | 0,20 |

Nr. 1, 2 und 3 Schliechblei von Clausthaler Hütte nach Streng. Nr. 4 Steinblei von ersten Durchstechen, ebendaher,

nach Müller. Nr. 5 Schliechblei von Lautenthaler Hütte nach dem Erhöhen des Glättfrischofens, nach Streng.

Die Frischschlacke, durch Verbindung von Bleioxyd mit den Erden des Ofengemäuers und der Asche des Brennmaterials erzeugt, ist von brauner bis schwarzer Farbe und glasiger Beschaffenheit, 10 bis 36 Pfd. Blei- und geringen Silbergehalt, und wird beim Glättfrischen oder den Steinarbeiten wieder zugeschlagen. Der Bleidreck, besteht aus den vor dem Auskellen aus dem Stichheerde und von der Oberfläche des in die Formen gegossenen Bleies abgezogenen Unreinigkeiten und hält gegen 80 Proc. Blei. Derselbe wird von Zeit zu Zeit im Glättfrischofen mit Frischschlacke, Steinschlacke und Schlacke derselben Arbeit auf Frischstücke verschmolzen, welche gesaigert werden und Saigergekrätz (zum vierten Steindurchstechen) und Krätzblei, von höherem Antimon- und Kupfergehalt als das Frischblei, liefern.

Auf Clausthaler Hütte macht man in Campagnen von 56 bis 63 Stunden, 8 bis 9 Frischen à 7 Stunden und verschmilzt in jedem Frischen 184 bis 187 Ctr. Glätte. Auf 100 Ctr. Glätte kommen 11 Ctr. Kohlen und 11,5 Ctr. Frischschlacken, man erhält davon 88 Ctr. Frischblei, 12,6 Ctr. Frischschlacken und 2,4 Ctr. Bleidreck. Gewöhnlich bringt man incl. des Bleidreckbleies 90 Proc. Blei aus, so dass der Bleiverlust gegen die Bleianlage in der Glätte (92 Proc.) noch 2 Proc. beträgt.

Auf den Unterharzer Hütten*) wird die beim Abtreiben erhaltene mehr oder weniger kupferhaltige Glätte mit 86 bis 90 Pfd. Blei und $^1/_6$ Loth Silber im Centner in 6 Fuss hohen Spuröfen, mit verdecktem Auge bei Zusatz von $^1/_4$ Frischschlacke bei dunkler Gicht und heller Form verschmolzen. In 16- bis 20stündiger Campagne setzt man 140 bis 150 Ctr. Glätte mit Holzkohlen durch, wobei 88—90 Ctr. Frischblei und 4 bis 6 Proc. Schlacken fallen. Das Frischblei wird entweder in den Handel gegeben oder vorher gesaigert. Das hierbei erhaltene Saigergekrätz giebt bei weiterer Verarbeitung

*) Kerl, die Comm. Unterharzer Hüttenprozesse 1854, S. 65.

Krätzblei und einen Stein, welcher auf Kupfer weiter zu gute gemacht wird.

Auf den Freiberger Hütten verfrischt man die Glätte in einem nach Art der früher beschriebenen Doppelöfen hergerichteten Ofen, der indess nur eine Höhe von 8 Fuss von Spur bis Gicht hat. Der Spur giebt man 3 Zoll Fall auf ihre ganze Länge. Die Glätte kommt ohne allen Zuschlag mit Kokes in den Ofen, nur die Scheideglätte oder Vorschlagglätte wird, da sie etwas mergelhaltig und in Folge dessen strengflüssiger ist, mit 10 Proc. alten Bleischlacken oder auch veränderten Glättfrischschlacken verschmolzen. Ist die Glätte von unraffinirtem Werkblei, so werden in 24 Stunden circa 900 Ctr. durchgesetzt, bei einem Kokesverbrauch von etwa 10 Scheffel auf 100 Ctr. Glätte. Es wird in dieser Zeit durchschnittlich 20 Mal abgestochen, und sind dabei 8 Arbeiter beschäftigt. Auf 100 Ctr. Glätte bringt man durchschnittlich 90 Ctr. Frischblei aus, welches raffinirt und pattinsonirt wird. Ist die Glätte von pattinsonirtem Blei, so können in 24 Stunden etwa nur 500 Ctr. durchgesetzt werden, und sind dann nur 5 Arbeiter dabei beschäftigt. Von Scheide- und Vorschlagglätte können aus dem oben angeführten Grunde nur 300 Ctr. in 24 Stunden durchgesetzt werden. Die Glättfrischschlacke ist von sehr saigerer Beschaffenheit, ihr Gehalt an Blei beträgt 25 bis 30 Proc. Sie wird am Ende der Campagne mit einem Zuschlag von 3 Proc. Kies im Glättfrischofen verändert, wobei man 100 Ctr. in 24 Stunden durchsetzt. Es fallen Schlacke, Stein und sehr unreines Blei (Schlackenblei). Letzteres wird in einem Flammofen raffinirt und hierauf pattinsonirt, der Stein kommt zur Bleisteinarbeit, die Veränderungsschlacke aber, welche durchschnittlich 5 Pfd. Blei im Centner enthält, zur Bleisteinarbeit. Grössere Durchschnittsproben dieser Schlacken, welche stets von schwarzer Farbe und glasiger Beschaffenheit sind, haben nach Richter folgende Zusammensetzung ergeben:

| | $\ddot{S}i$ | $\ddot{A}l$ | $\dot{C}a$ | $\dot{M}g$ | $\dot{F}e$ | $\dot{P}b$ | $\dot{C}u$ | S*) | eingem. Koks. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1) | 36,66 | 6,12 | 5,76 | 1,43 | 30,42 | 8,38 | 1,07 | 3,21 | 7,32 |
| 2) | 52,00 | 7,40 | 8,63 | 0,81 | 25,11 | 3,10 | 0,18 | 0,51 | 2,10 |

*) Z. Th. an Calcium gebunden, zum grössten Theil aber eingemengten Steintheilen angehörend.

Nr. 1. Von der Muldner Hütte, Gemenge von Singulo- und Bisilikat; Nr. 2. Von der Halsbrückner Hütte, im Wesentlichen einem Bisilikat entsprechend.

In Przibram*) erfolgt das Glättfrischen über einem 5 Fuss hohen Krummofen. Derselbe hat die Zustellung der dortigen Halbhohöfen (Tiegelöfen mit offnem Auge) und liegt die Sohle des Tiegels blos 10 Zoll unter der Form. An der Brandmauer hat der Ofen eine Weite von 2 Fuss 2 Zoll, an der Vorwand von 2 Fuss, die Tiefe von Vorwand bis Brandmauer beträgt 3 Fuss. Das Auge liegt 3 Zoll, die Form 12 Zoll über der Vorheerdkante. Man schmilzt mit dunkler Gicht und 4 bis 6 Zoll langer Nase in 10 bis 12tägigen Campagnen. Das Frischblei fliesst ununterbrochen durch den Stich in den Heerd und in 24 Stunden können 200 Ctr. Glätte durchgesetzt werden. Der Ofen wird von 3 Mann bedient, welche im Gedinge arbeiten. Im 1. Halbjahr 1856 wurden verfrischt: 1142 Ctr. Glätte mit 90 Proc. Blei und davon erhalten 875 Ctr. 16 Pfd. Weichblei mit 1 Qt. Silber, 179 Ctr. Glättfrischschlacke mit 60 Pfd. Blei, 32 Ctr. 71 Pfd. Tiegelabstich und Ofengekrätz mit 80 Pfd. Blei. Der Kohlenverbrauch betrug 244 Tonnen. Es ist demnach der Bleiverbrand auf 100 Ctr. Blei in der Glätte 1 Ctr. 85 Pfd. Das erhaltene Blei geht in den Handel, während Schlacken und Gekrätz mit 40 bis 48 Proc. Eisenfrischschlacken weiter verschmolzen werden, wobei silberarmes Werkblei (1 Qu. 3 D. bis 3 Qu. 2 D. im Ctr.) fällt, welches abgetrieben wird und Schlacken mit 10 Pfd. Blei im Ctr., welche man so lange wieder zurückarbeitet, bis sie abgesetzt werden können.

Glättfrischen in Flammöfen. Die Reduktion der Glätte wird an einigen Orten, wo man sich der Flammöfen zur Verschmelzung der Bleierze bedient, ebenfalls in diesen Oefen vorgenommen. Der etwas bedeutendere Bleiverlust, welcher sich hierbei ergiebt, wird dadurch herbeigeführt, dass sich mehr Blei verflüchtigt und ein anderer Theil mit der Kohlenasche verschlackt wird, aus welcher es durch nachfolgende Arbeiten

*) Oesterr. Zeitschrift für Berg- und Hüttenwesen 1856. S. 350.

nur unvollständig wieder gewonnen werden kann. In England*) z. B. verschmilzt man auf den meisten Hüttenwerken die Glätte und ebenso das Gekrätz der Bleiraffiniröfen in einem Flammofen, der einem gewöhnlichen Schmelzofen (S. 57) gleicht, nur dass seine Dimensionen kleiner sind und die Sohle, statt unter der mittleren Thür ihren tiefsten Punkt zu haben, allmählich von der Feuerbrücke nach der Esse hin abfällt, wo in der Nähe der letzteren eine Vertiefung sich befindet, in welche eine eiserne Rinne eingesetzt ist, die beständig offen bleibt und das reducirte Metall fortwährend in einen eisernen vor dem Ofen befindlichen Kessel abfliessen lässt. Aus diesem wird es in Mulden gekellt. Die Glätte oder das Gekrätz wird innig mit kleinen Kohlen gemengt und in dem der Feuerbrücke am nächsten liegenden Theil des Ofens gebracht. Um die Sohle des Ofens vor der Einwirkung des Bleioxydes zu schützen und auch zugleich eine Art Filter für das flüssige Metall zu bilden, bedeckt man die Heerdsohle mit einer Lage Kohlen, welche durch die Hitze des Ofens in poröse Cinder verwandelt werden. Die im Ofen vorhandenen reducirenden Gase veranlassen in Vereinigung mit den der Charge innig beigemengten Kohlen eine Reduktion des Bleioxydes, welches, in Metall übergeführt, die Zwischenräume der Cinder durchdringt, der Vertiefung am Ende des Heerdes zueilt und von da in den äussern Bleikessel gelangt. Die Charge wird während des Prozesses öfters durchgerührt, um sowohl frische Stellen mit den Kohlen und reducirenden Gasen in Berührung zu bringen, als auch den Abfluss des Bleies zu beschleunigen. Von Zeit zu Zeit werden frische Quantitäten mit Kohlen gemengte Glätte nachgegeben und nach Beendigung einer Campagne, die in der Regel 12 Stunden dauert, wird die Cindersohle aufgebrochen und mit den anderen Rückständen aus dem Ofen gezogen. Es wird alsdann eine neue Cinderschicht eingebracht und die Operation beginnt von Neuem. Ein solcher Ofen mit einem Heerde von 8 Fuss Länge und 5 Fuss Breite kann in 24 Stunden 4,5 Tonnen Blei liefern, bei einem Kohlenverbrauch von 20 Ctr. Die Kosten der Reduktion von 1 Tonne

*) Berg- und hüttenm. Zeitung 1859, S. 434.

Glätte, incl. Arbeitslöhnen, Kohlen und Reparaturen, können zu 3 Schilling 11 Pence angenommen werden. Die Rückstände aus dem Raffinirofen werden vor der Reduktion erst in einen Zustand möglichst feiner Vertheilung gebracht und sehr innig mit Kohle und Soda gemengt. Es fällt hierbei hartes Blei, welches nochmals raffinirt wird.

**Verschmelzen des Abstrichs.** Der Abstrich, die zu Anfang des Treibprozesses sich bildende sehr unreine, namentlich arsen-, antimon- und schwefelhaltige Glätte, wird gewöhnlich, dieser Verunreinigungen halber, für sich einem Reduktionsprozess unterworfen, das hierbei fallende Blei aber mit dem Namen Hart- oder Abstrichblei bezeichnet. Der Abstrich enthält häufig Werkblei eingemengt, um dasselbe vor dem Verfrischen abzuscheiden und gleichzeitig einen Theil des freien Bleioxydes zu reduciren, wodurch ein mitunter erwünschter grösserer Antimongehalt des Abstrichbleies erzielt wird, lässt man dem Abstrichfrischen an einigen Orten ein Saigerschmelzen des Abstrichs vorangehen. Häufig benutzt man hierzu einen Treibeheerd, in welchem zu diesem Behufe anstatt der Mergelsohle eine Gestübbesohle eingestampft wird.

In Przibram*) schmilzt man 75 Ctr. Abstrich (schwarze Glätte) auf einer im Treibeheerd aus schwerem Gestübbe hergerichteten Sohle bei starkem Feuer, ohne Anwendung von Gebläseluft, auf einmal ein. Nach 20 bis 22 Stunden, nach welcher Zeit die Schmelzung geschehen ist, wird die Masse durch die Glättgasse in einen auf der Hüttensohle aus Gestübbe vorgerichteten Tiegel abgestochen, in welchem sich das Werkblei zu unterst ansammelt, während die Schlacke über den Rand des Tiegels hinwegfliesst. Das erhaltene Werkblei mit 2—3 Loth Silber im Centner wird abgetrieben, die Verblaseschlacke (man nennt die Arbeit das Verblasen der schwarzen Glätte) mit 56 bis 60 Pfd. Blei im Centner der Hartbleierzeugung zugewiesen. Im ersten Semester 1856 erhielt man aus 1425 Ctr. schwarzer Glätte, 360 Ctr. 38 Pfd. Werkblei und 974 Ctr. 69 Pfd. Verblaseschlacken. Auf 100 Ctr. schwarze Glätte wurden 163,27 Kubikf. Holz verbraucht; der Bleiverbrand aber auf 100 Ctr. Blei betrug 7 Ctr. 51 Pfd.

*) Oesterr. Zeitschrift für Berg- u. Hüttenw. 1856, Nr. 44.

Das Frischen der Verblaseschlacken geschieht in einem Krummofen, der in ähnlicher Weise wie zur Reduktion der Glätte (S. 130) vorgerichtet ist, nur dass man das Hartblei absticht und nicht ununterbrochen durch den Stich in den Heerd fliessen lässt. Man setzt jetzt den Verblaseschlacken mit Vortheil 24 Proc. Eisenfrischschlacken und 36 bis 40 Proc. Schlacken und Gekrätze von derselben Arbeit zu. Die Produkte bestehen in Hartblei mit 18 bis 24 Proc. Antimon und 3 D. 1 Qu. Silber im Centner, Schlacken und Gekrätz mit 12—24 Pfd. Blei im Centner; letztere werden 1 bis 2 mal zurückgearbeitet, wo sie so weit entbleit sind, dass eine weitere Verschmelzung die Kosten nicht decken würde. Der Bleiverbrand pro 100 Ctr. Blei beträgt 5 Ctr. 65 Pfd.

Auf den Oberharzer Hütten*) wird nur der grünlich schwarze, glänzende, dichte und spröde Abstrich aus der Mitte der Abstrichperiode auf Hartblei verarbeitet (den unreinen schaumigen Abstrich von Anfang, sowie den antimonarmen gelben Abstrich vom Ende der Arbeit giebt man auf die Schliechschichten) und ebenfalls zuerst auf einer Gestübbesohle in einem Treibeheerde oder einem anderen Flammofen gesaigert. Die Sohle des Ofens wird mit Wasen belegt und der Abstrich in der Weise darauf gestürzt, dass der grösste Theil davon an die Windofen- und Kannenseite zu liegen kommt. Nach gehöriger Dünnflüssigkeit der Masse lässt man dieselbe durch Oeffnen des Stichs in der Brust der Glättgasse in einen Stichheerd, worin sich das Werkblei ansammelt, während der im Antimongehalte angereicherte Abstrich als schaumige Masse über dem Rand des Stichheerdes auf die Hüttensohle fliesst. Nach dem Erkalten wird er in faustgrosse Stücke zerschlagen und dem Abstrichfrischen übergeben. Das ausgesaigerte Werkblei wird mit dem vom 4. Bleisteindurchstechen abgetrieben.

Der gesaigerte Abstrich wird mit armen Steinschlacken und Schlacken von der eignen Arbeit im Glättfrischofen reducirt. Man verarbeitet in 12 Stunden 75 Ctr. Abstrich und wendet statt der Holzkohlen mit Vortheil Kokes an.

Das Oberharzer Hartblei enthält ausser Blei hauptsächlich

*) Kerl, die Oberharzer Hüttenprozesse. 2. Aufl. 1860.

Antimon, wenig oder gar kein Arsen, etwas Kupfer, Eisen und Zink, geringe Mengen von Silber und Schwefel. Nach Streng ist das specifische Gewicht von Clausthaler Hartblei 10,441, das von Lautenthaler 9,360. Der Bleigehalt geht von 77,36 Proc. bis 88,84 Proc.; der Antimongehalt von 8,16 Proc. bis 22,75 Proc.; der Kupfergehalt von 0 bis 0,68 Proc.; Eisen und Zink von 0 bis 0,48 Proc.

Die Abstrichfrischschlacken werden noch einmal für sich umgeschmolzen und kommen dann theils zum Abstrichfrischen, theils zur Raucharbeit.

Auf den Freiberger Hütten wird der beim Abtreiben nach Wegnahme des Abzugs fallende Abstrich in ganz ähnlicher Weise wie die Glätte verschmolzen, nur giebt man einen geringen Zuschlag von alten Bleischlacken. Ebenso wird der beim Bleiraffiniren entstehende Abstrich, sowie die vom Saigern der Schlicker vom Bleiraffiniren herrührende pulvrige, abstrichähnliche Masse, im Glättfrischofen mit Kokes unter Zuschlag von alten Bleischlacken und Kiesaftern oder auch Magneteisenstein auf Blei verfrischt, welches wiederum raffinirt und dann zu Reichblei pattinsonirt wird.

## Raffiniren des Bleies.

Das auf den Hüttenwerken dargestellte Blei enthält häufig in Folge fremdartiger Beimengungen der Bleierze andere Metalle, namentlich Antimon, Arsenik, Kupfer, Eisen, Zink, von denen es, bevor es als reines Blei in den Handel gebracht werden kann, so viel als möglich gereinigt werden muss.

Einfachere Reinigungsverfahren bestehen darin, dass man das flüssige Blei längere Zeit mit grünen Holzstäben umrührt oder diese in das Bleibad einstellt. Durch die entstehende sprudelnde Bewegung kommt das Blei vielfach mit der Luft in Berührung, wodurch den Unreinigkeiten Gelegenheit zur Oxydation gegeben wird. Die oxydirten Produkte können dann, da sie sich an die Oberfläche begeben und nicht schmelzen, bequem abgezogen werden. Auch unterwirft man wohl das ausgebrachte Blei einer Saigerung entweder auf einem besonderen Saigerheerd oder auf einer dazu vorgerichteten geneigten Ebene, wobei das reine Blei abfliesst, während die

strengflüssigeren Beimischungen zurückbleiben. Treten indess jene Verunreinigungen in bedeutenderem Grade auf, so genügen diese Reinigungsmethoden nicht völlig und man ist genöthigt, durch Raffinirarbeiten in Flammöfen dem Blei die erforderliche Reinheit zu ertheilen. Man bedient sich hierzu an manchen Orten der zum Abtreiben des silberhaltigen Bleies vorhandenen Treibeheerde, häufig hat man aber auch dazu besondere Flammöfen.

Was zunächst den Gehalt an Kupfer anlangt, so ist man nach mehrseitigen Erfahrungen im Stande, den grössten Theil desselben durch vorsichtiges, langsames Einschmelzen des Bleies zu entfernen. Es bildet sich nämlich bei Anwendung einer möglichst niedrigen Temperatur an der Oberfläche des geschmolzenen Bleies eine halbgeschmolzene, musige oder schlickerartige, bleireiche Masse, in der sich der grösste Theil des Kupfers befindet, während das darunter befindliche Blei nur noch geringe Mengen davon enthält. Diese Schlicker werden abgezogen, geben beim abermaligen vorsichtigen Einschmelzen noch einen grossen Theil des darin befindlichen Bleies ab und werden endlich auf Kupfer und Blei zu Gute gemacht. Arsen und Antimon können fast vollständig durch längeres oxydirendes Schmelzen, nach Befinden unter Anwendung von Gebläseluft, entfernt werden. Ein beträchtlicher Theil dieser beiden Stoffe verflüchtigt sich, während der andere in die an der Oberfläche des geschmolzenen Bleies sich bildende, bei stärkerer Hitze schmelzende, abstrichähnliche Masse geht, die hauptsächlich aus einem Gemenge von Bleioxyd mit antimon- und arsensaurem Bleioxyd besteht und von Zeit zu Zeit entfernt wird. Eisen und Zink gehen ebenfalls bis auf äusserst geringe Mengen in diesen Abstrich mit über.

Auf Altenauer Hütte am Oberharz entfernt man beim Pattinson'schen Entsilberungsprozess den grössten Theil des im Blei befindlichen Kupfers und Antimons auf die Weise, dass man nach dem Einschmelzen des Werkbleies die auf dem geschmolzenen Metall entstandene kupferreiche Haut abzieht, hierauf etwas stärkere Hitze giebt und die Masse durch eingestellte Birkenstämme längere Zeit in sprudelnde Bewegung bringt. Es bildet sich hierbei an der Oberfläche ein in der

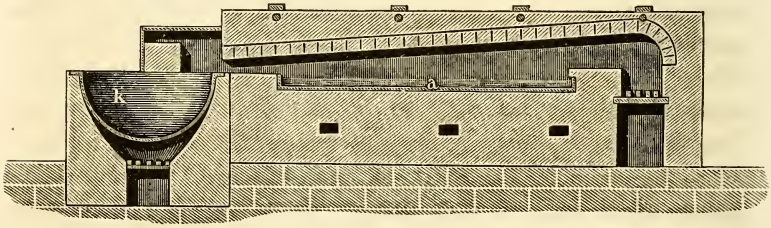
Hauptsache bleioxydhaltiges, wegen der niederen Temperatur pulverförmig bleibendes Gekrätz, welches abgezogen und für sich als Krätzblei verschmolzen wird, letzteres wird wiederum in ähnlicher Weise gereinigt und schliesslich entsilbert. Es ist hierdurch gelungen, den grössten Theil des Antimons aus dem verkäuflichen Blei zu entfernen und ebenso dessen Kupfergehalt auf ein Minimum zu reduciren. Dergleichen Blei von Altenauer Hütte enthält:

| | Pb | Sb | Cu | Zn | Fe | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 1) | 99,955 | 0,016 | 0,017 | 0,009 | 0,003 | 100,000 |
| 2) | 99,897 | 0,040 | 0,020 | 0,008 | 0,035 | 100,000 |
| 3) | 99,935 | 0,017 | 0,026 | 0,009 | 0,013 | 100,000 |

Nr. 1 und 2 nach Streng; Nr. 3 nach Eich.

In England*) raffinirt man das Blei in Flammöfen von der in Fig. 23 a (Vertikaldurchschnitt) und b (Horizontaldurchschnitt) dargestellten Construction. *a* eine auf

Fig. 23 a.

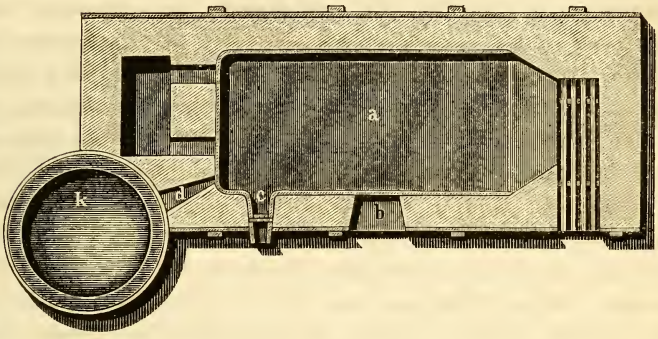



Mauerwerk und Sand ruhende gusseiserne Pfanne von 8 bis 10 Fuss Länge, 5—6 Fuss Breite und 10 Zoll Tiefe. Die 1 Fuss 8 Zoll breite Feuerung ist vom Heerde durch eine 2 Fuss breite Feuerbrücke getrennt. Die Gewölbhöhe bei der Feuerbrücke beträgt 1 Fuss 4 Zoll über dem Pfannenrande, während sie am entgegengesetzten Ende nur 8 Zoll ist. Die Verbrennungsprodukte des Brennmaterials, sowie die flüchtigen Oxydationsprodukte gelangen durch 2 Kanäle nach der Esse. Der jedesmalige Einsatz von Blei schwankt zwischen 8 und 11 Tonnen. Das sehr unreine Blei wird vorher in dem eisernen Kessel *k* eingeschmolzen und dann durch die für gewöhnlich verschlossene eiserne Rinne *d* in den Ofen gebracht.

*) Phillips, Manual of Metall. 1854. S. 496.

Die an der Oberfläche gebildete unreine Kruste wird von Zeit zu Zeit durch die Thür *b* abgezogen, das gereinigte Blei aber

Fig. 23 b.




endlich durch die Oeffnung *c*, welche entweder mit einem eisernen Pflock oder mittelst angefeuchteter Knochenasche verschlossen ist, abgelassen und in eiserne Formen gegossen. Als Kennzeichen für die Reinheit des Bleies dient eine herausgenommene, in eine eiserne Form gegossene Probe, welche beim Erkalten auf der Oberfläche eine eigenthümliche flockig krystallinische Erscheinung zeigen muss. Die Dauer der Raffinirzeit ist je nach den Verunreinigungen des Bleies verschieden und geht von 12 Stunden bis zu mehreren Tagen; bei sehr unreinen Sorten soll man sogar einige Wochen damit zubringen.

Auf den Freiberger Hütten wird dem Bleiraffinirprozess beinahe alles aus Erzen und Produkten erzeugte Blei unterworfen. Die Arbeit wird in einem Flammofen von ähnlicher Construktion wie der S. 180 u. f. erwähnte, nur von geringeren Dimensionen, ausgeführt. Der Raffinirheerd besteht entweder aus einer Masse von Thon und Chamotte oder aus einer gusseisernen mehrere Zoll starken Pfanne von der Form des Heerdes. Eine solche Pfanne hat von der Feuerbrücke bis zur Arbeitsöffnung eine Länge von 10 Fuss, an letzterer Oeffnung eine Breite von 12 Zoll, in der Mitte eine dergleichen von 7 Fuss 12 Zoll, und an der Feuerbrücke von 4 Fuss 4 Zoll. In der Mitte der einen Seite ist eine eiserne Zunge angegossen, in welcher die Stichöffnung hergestellt wird. Die

Pfanne hat in der Mitte eine Tiefe von 8 Zoll, welche nach der Stichöffnung hin um 1 bis 2 Zoll zunimmt, an den Seiten beträgt die Tiefe nur 5—6 Zoll. Auf einem solchen Heerde können gegen 100 Ctr. Blei auf einmal eingeschmolzen werden, während ein aus Masse geschlagener, etwas grösserer und tieferer Heerd zur Aufnahme von circa 130 Ctr. Blei eingerichtet ist. Zu beiden Seiten der Feuerbrücke befindet sich in der Heerdwand eine Oeffnung für die Düse. Jede Bleisorte wird langsam eingeschmolzen, die sich bildenden Schlicker, in denen das Kupfer concentrirt ist, abgezogen und hierauf bei schwachem Gebläse das Raffiniren unter steter Wegnahme von Abstrich bis zur verlangten Beschaffenheit des Bleies fortgesetzt. Beim Raffiniren des bei der Bleiarbeit erhaltenen Werkbleies (welches, bevor es zum Abtreiben kommt, erst durch den Pattinson'schen Silberconcentrationsprozess angereichert wird) sind zu 100 Ctr. 10 bis 12 Stunden Zeit erforderlich, sowie 5—6 Schffl. Steinkohlen in derselben Zeit. Beim Raffiniren des Frischbleies aus Glätte, welches noch, ehe es als Weichblei in den Handel gelangt, pattinsonirt wird, ist die Dauer der Raffinirzeit 4 bis 5 Stunden, mit einem Kohlenaufgang von 12 bis 14 Schffl. in 24 Stunden. Als Kennzeichen der gehörigen Reinheit des Weichbleies dient die Dehnbarkeit einer herausgenommenen Probe, das Verhalten auf Kohle vor dem Löthrohre (s. S. 45), sowie das spec. Gewicht. Das Weichblei kommt in Stücken von 90 bis 100 Zollpfd. Gewicht in den Handel und ist mit den Anfangsbuchstaben des Namens der betreffenden Hütte (M H und H H) bezeichnet. Das Frischblei von dem verschiedenen Gekrätz, Abstrich und Abzug vom Raffiniren, Abtreiben und Pattinsoniren, bedarf je nach seiner Unreinheit einer längern Zeit, welche beim Raffiniren von eigentlichem Hartblei zu Weichblei, sobald ersteres nicht bei der Schrotfabrikation Verwendung findet, in welchem Falle es nur bis zu einem gewissen Grade gereinigt zu werden braucht, bis zu 60 Stunden und darüber gehen kann.

Das raffinirte und pattinsonirte Freiberger Weichblei gehört mit zu den besseren Sorten des Handels. Es enthält von Verunreinigungen 0,05 bis höchstens 0,1 Proc. Kupfer, 0,02 bis 0,05 Proc. Eisen und 0,02 bis 0,1 Antimon und Arsen. Das spec. Gewicht desselben kann nach mehrfachen

Untersuchungen zu 11,369 bei 15° C. oder zu 11,362 auf 0°, auf Wasser von der grössten Dichtigkeit und auf den luftleeren Raum reducirt, angenommen werden.*)

Von Streng**) sind mehrere im Handel geschätzte Bleisorten untersucht worden, deren Zusammensetzung hier folgen mag:

| | Pb | Sb | Cu | Fe | Fe | Zn |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 1) | 99,907 | 0,053 | 0,026 | 0,003 | 0,011 | 100,000 |
| 2) | 99,892 | 0,061 | 0,041 | 0,004 | 0,002 | 100,000 |
| 3) | 99,952 | 0,007 | 0,026 | 0,006 | 0,009 | 100,000 |
| 4) | 99,9800 | 0,0150 | Spur | 0,0008 | 0,0042 | 100,0000 |
| 5) | 99,9660 | 0,0260 | Spur | 0,0039 | 0,0041 | 100,0000 |

Nr. 1. Eschweiler doppelt raffinirtes Blei. Nr. 2. Blei von Pirath und Jung. Nr. 3. Stolberger doppelt raffinirtes Blei. Nr. 4. Bestes selected englisches Blei. Nr. 5. Villacher Blei.

Anwendung des Bleies. Die Anwendungen des Bleies sind sehr mannichfach. Es dient auf den Hütten zum Ausbringen anderer Metalle, namentlich des Silbers und Goldes. Man benutzt es in Gestalt von Platten und Blech zur Anfertigung von Pfannen für Vitriole, Alaun und Schwefelsäure, sowie zur Herstellung der Bleikammern für die Fabrikation der Schwefelsäure. Man fertigt daraus Röhren, welche indess für Wasserleitungen einen Ueberzug von Zinn erhalten müssen, um das Wasser nicht bleihaltig und so der Gesundheit nachtheilig zu machen. Man benutzt es zu Kugeln und Schrot, für welchen letzteren Zweck es häufig einen Zusatz von Arsen erhält. In Legirung mit anderen Metallen wird es ebenfalls mehrfach verwendet, so z. B. giebt es mit Zinn die Legirung zu den gewöhnlichen Zinngeräthschaften, mit Antimon im Wesentlichen die Legirung zu den Buchdruckerlettern. Im Zustande des Oxydes entweder für sich oder mit Säuren verbunden, bildet es sehr viele wichtige Präparate, wie die Mennige, das Bleiweiss, den Bleizucker etc.

---

*) Wegen der von Streng für reine Bleisorten ermittelten höheren spec. Gewichte (Berg- u. hüttenm. Zeitg. 1860. Nr. 13) vergl. Berg- und hüttenm. Zeitung 1861. Nr. 4.

**) Berg- und hüttenm. Zeitg. 1859. Nr. 8.

# Kupfer.

Eigenschaften. Das Kupfer ist durch seine eigenthümliche rothe Farbe ausgezeichnet. Es ist sehr hart und elastisch, stark klingend und beträchtlich zähe; lässt sich in sehr feine Blättchen strecken sowie in sehr feinen Draht ausziehen und zeigt einen glänzenden, mehr hakigen als körnigen Bruch. Nach dem Schmieden ist der Bruch sehnig mit lichtrothem Seidenschimmer. Es kommt natürlich und nach dem Schmelzen in Formen des regulären Systems vor. Das specifische Gewicht des geschmolzenen reinen Kupfers ist nach den Untersuchungen von Marchand und Scheerer 8,921, des durch Walzen erhaltenen, hierauf geschmiedeten Kupferblechs 8,952, so dass die Zunahme des Gewichts unter diesen Umständen nur sehr wenig beträgt. Das Kupfer schmilzt nach Guyton-Morveau bei 1207° C., nach Plattner bei 1173° C. und zeigt im geschmolzenen Zustande eine blaugrüne Farbe. Wird geschmolzenes Kupfer bei zu hoher Temperatur in Formen gegossen, so dehnt es sich beim Erkalten aus, es steigt, wodurch es undicht und zur weiteren Bearbeitung unbrauchbar wird. Wahrscheinlich ist diese Ausdehnung die Folge einer eigenthümlichen krystallinischen Gefügebildung. Lässt man das flüssige Metall bis zu einer gewissen Temperatur sich abkühlen und giesst es dann aus, so steigt es nicht, sondern es setzt sich vielmehr beim Erkalten in der Form zusammen. Ebenso zeigt geschmolzenes reines Kupfer die Erscheinung des Spratzens. Es scheint nämlich beim Schmelzen oder Giessen, sobald es nur eine kurze Zeit der Luft ausgesetzt ist, Sauerstoffgas zu absorbiren, welches beim Erstarren wieder entweicht. Unreines (kohle- und schwefelhaltiges) Kupfer zeigt zwar beide Erscheinungen ebenfalls, allein hier werden diese zunächst durch eine Reaction zwischen Sauerstoff und Kohlenstoff oder Schwefel veranlasst.

In dem Zustande, in welchem das Kupfer durch den Schmelzprozess aus seinen Erzen gewöhnlich dargestellt wird, ist es noch mit anderen Metallen, hauptsächlich mit Eisen, Blei, Zink, Nickel, Kobalt, Antimon, Arsenik, Schwefel etc. verunreinigt. Es besitzt dann einen so geringen Grad von Festigkeit, dass es unter Hammer- und Walzwerken nicht

verarbeitet werden kann. Man nennt dieses unreine Kupfer Schwarzkupfer oder Rohkupfer. Um das Rohkupfer von den genannten Beimengungen zu befreien, muss es einem oxydirenden Schmelzprozess (dem Gaarmachen oder Raffiniren) unterworfen werden. Es ist indess nicht möglich, durch den Prozess des Gaarmachens alle jene Beimengungen abzuscheiden, ohne dass sich nicht auch ein Theil des Kupfers oxydirt. Das entstandene Kupferoxydul geht zum Theil in die Schlacke, zum Theil vereinigt es sich aber mit dem regulinischen Kupfer und bildet eine scheinbar völlig gleichartige Masse, aus der sich das Oxydul nur durch Umschmelzen, ohne Reduktionsmittel, nicht wieder entfernen lässt. Durch die Verbindung mit dem Kupferoxydul wird die Festigkeit des Kupfers in gewöhnlicher Temperatur vermindert, d. h. das Kupfer wird kaltbrüchig. Man bezeichnet solches kupferoxydulhaltiges Kupfer mit dem Namen übergaares Kupfer. Dieses Verhalten des Kupfers macht daher noch einen zweiten Reinigungsprozess desselben nöthig, welcher die Reduktion des Kupferoxyduls zum Zweck hat; man nennt diesen Prozess, welcher in einem raschen reducirenden Einschmelzen des übergaaren Kupfers besteht, das Hammergaarmachen, das erhaltene Produkt aber hammergaares Kupfer. An manchen Orten ist der Prozess des Gaarmachens von dem des Hammergaarmachens getrennt, auf anderen Hüttenwerken dagegen findet das Gaarmachen nicht als ein abgesonderter Prozess statt, sondern das Kupfer gelangt in einer ununterbrochenen Folge der verschiedenen Arbeiten in den Zustand des käuflichen reinen Kupfers. Mit Ausnahme des Kupferoxyduls vermindern alle Körper, von denen man bis jetzt sehr geringe Quantitäten in Verbindung mit dem Kupfer angetroffen hat, die Festigkeit desselben in erhöhter Temperatur in höherem Grade, als in der gewöhnlichen Temperatur, sie machen daher das Kupfer rothbrüchig. Es scheinen indess für die verschiedenartigen Beimengungen die Temperaturgrade auch sehr verschieden zu sein, bei welchen sich die Abnahme der Festigkeit am stärksten äussert.

Schwefel soll nach Karsten nur im Rohkupfer, nie im hammergaaren Kupfer vorkommen. Eisen findet sich, obwohl gewöhnlich in äusserst geringer Menge, in beinahe allen

Kupfersorten und soll das Kupfer in hohem Grade roth- und kaltbrüchig machen. Es ist indess noch nicht völlig ermittelt, welchen Einfluss ein Minimum von Eisen auf die Festigkeit des Kupfers ausübt. Zink schadet bei gewöhnlicher Temperatur wenig. In der Glühhitze wirkt ein Gehalt von 0,6 Proc. indess so nachtheilig, dass das Kupfer beim Hämmern Kantenrisse bekommt. Zinn und Wismuth verhalten sich ähnlich wie Zink, nur dass eine Beimischung von 0,25 Proc. von einem der beiden Metalle schon hinreicht, das Kupfer bedeutend rothbrüchig zu machen; bei 0,3 Proc. soll das Metall noch nicht merklich kaltbrüchig sein. Levol*) hat gefunden dass weit geringere Mengen von Wismuth der Dehnbarkeit des Kupfers Eintrag thun. Silber ist wenigstens in dem Verhältniss von 99,2 Kupfer zu 0,8 Silber, der Festigkeit des Kupfers in keiner Temperatur nachtheilig. Eine Beimischung von Blei ist in allen Temperaturen schädlich, obgleich in höhern etwas mehr als in niedern. Kupfer mit 1 Proc. Bleigehalt kann bei keiner Temperatur verarbeitet werden, 0,3 Proc. bewirkt Rothbruch und Kupfer mit 0,1 Proc. Blei ist zu feinem Blech und Draht unverwendbar. Nickel scheint bis zu 0,2 und 0,3 Proc. nicht nachtheilig zu sein. Nickeloxyd, welches zuweilen in kleinen Krystallen in und auf dem Kupfer gefunden wird, macht dasselbe spröde, so dass Blech leicht reisst. Antimon und Arsenik wirken auf das Kupfer sehr schädlich, indem sie dasselbe in allen Temperaturen spröde machen. Kommen Antimon und Nickel gleichzeitig im Schwarzkupfer vor, so bildet sich beim Gaarmachen ein eigenthümliches, das Kupfer im höchsten Grade verschlechterndes Produkt, der Kupferglimmer, welcher das Gaarkupfer vielfach durchzieht, besonders aber auf der Oberfläche der Kupferscheiben in dünnen, krystallinischen, lebhaft glänzenden Blättchen von goldgelber Farbe sich zu erkennen giebt und beim Auflösen des Kupfers in Salpetersäure zurückbleibt. Die Zusammensetzung dieses Produkts ist nach verschiedenen Analysen folgende:

---

*) Polyt. Centralbl. 1854. Nr. 14. Desgl. Berg- und hüttenm. Zeitg. 1854. S. 269.

| | a | b | c | d. |
|---|---|---|---|---|
| Kupferoxyd | 44,28 | 43,38 | 43,72 | 67,648 |
| Nickeloxyd | 30,61 | 29,23 | 39,50 | 16,101 |
| Antimonoxyd | 25,11 | 26,57 | 17,99 | 18,269 |
| | 100,00 | 99,18 | 101,21 | 102,018 |

a) Von Okerhütte nach Borchers. b) Von Andreasberger Hütte nach Rammelsberg. Die Zusammensetzung beider Proben sehr übereinstimmend der Formel $(\dot{C}u\ \dot{N}i)^{12}\ \ddot{S}b$ entsprechend. c) Von Altenauer Hütte nach Ramdohr. d) Von Lautenthaler Hütte nach Hahn. Letztere beiden Proben nach der Formel $(\dot{C}u\ \dot{N}i)^{18}\ \ddot{S}b$ zusammengesetzt.

Ein Gehalt an Kohlenstoff, welcher in das Kupfer, obwohl nur in geringen Mengen, gelangt, wenn dasselbe längere Zeit der reducirenden Wirkung der Kohle ausgesetzt war, macht das Kupfer äusserst rothbrüchig. Bei 0,2 Proc. bereits zerfällt es in schwacher Glühhitze unter dem Hammer und schon bei 0,05 Proc. wird es schiefrig und erhält leicht Kantenrisse. Dieser schädliche Einfluss ist zwar bei gewöhnlicher Temperatur weniger bemerkbar, bei der weiteren Verarbeitung wird indess das Kupfer ziemlich spröde. Zink-, antimon- und bleihaltiges Kupfer wird durch eine Beimengung von Kohle nicht nur rothbrüchiger, sondern auch zur Bearbeitung in allen Temperaturen unbrauchbar und es scheint überhaupt als wenn die fehlerhafte Beschaffenheit, welche das Kupfer durch geringe Beimischungen anderer Metalle erhält, durch die gleichzeitige Verunreinigung mit Kohle noch mehr hervortritt. Kupferoxydul endlich gelangt, wie schon erwähnt, bei längerem oxydirenden Schmelzen des Kupfers in mehr oder weniger bedeutenden Mengen in dasselbe und befindet sich namentlich in dem übergaaren Kupfer. Steigt der Oxydulgehalt des reinen Kupfers bis 1,1 Proc., so erhält es schon beim Verarbeiten in gewöhnlicher Temperatur Schiefer- und Kantenrisse. Bei 1,5 Proc. zeigt sich diess auch in höherer Temperatur. Sind ausser Kupferoxydul noch andere Beimengungen vorhanden, so zeigt dass Kupfer ein eigenthümliches Verhalten, das Oxydul vermindert nämlich den Rothbruch. Es ist daher für unreines Kupfer, welches durch fremdartige Beimischungen mehr roth- als kaltbrüchig wird,

das Vorhandensein einer gewissen Quantität Kupferoxydul nothwendig, damit die verschiedenen Wirkungen dieser Bestandtheile gewissermassen gegenseitig aufgehoben werden. Nach Karsten sind indess 2 Proc. Oxydul die Gränze, Percy fand in dem englischen zähen Gaarkupfer (tough pitch copper) 3 bis 3,5 Proc. Kupferoxydul. Trotz dieser Aufnahme von Kupferoxydul kann indess solches Kupfer nach der früheren Bezeichnung nicht übergaar genannt werden, es tritt vielmehr hier dieser Zustand erst dann ein, wenn es mehr Oxydul aufgenommen hat, als diejenige Quantität, bei welcher sich der Einfluss der fremdartigen Beimengungen am meisten vermindert zeigt. Das Kupfer scheint übrigens eine ziemliche Quantität Oxydul aufnehmen zu können, in absichtlich höchst übergaar gemachten fand Rammelsberg 15—19 Proc. Oxydul.

Farbe, Glanz und Textur des Kupfers geben gewöhnlich die Kennzeichen zur Beurtheilung der Beschaffenheit desselben ab. Von fremden Metallen reines hammergaares Kupfer, welches auch weder Oxydul noch Kohle enthält, zeigt im gegossenen Zustande auf der Bruchfläche eine reine kupferrothe Farbe, zackiges Gefüge und vollkommenen Metallglanz; geschmiedet, wird der Bruch sehnig, allein die einzelnen Sehnen dürfen nicht bestimmt zum Vorschein kommen, sondern eine in Glanz und Farbe ganz gleichartige Masse vorstellen. Der Glanz ist zwar rein metallisch, muss aber bei einfallendem Lichte seidenartig, und bei zurückgeworfenem Lichte matt erscheinen, die Farbe ist mehr lichtroth, fast rosenroth. Unreines Kupfer, welches jedoch weder Oxydul noch Kohle enthält, zeigt eine unreine Kupferfarbe, niemals ein zackiges, sondern mehr ein schuppig körniges Gefüge; der Glanz kann zwar völlig metallisch sein, allein man bemerkt stets eine grosse Mattigkeit des reflectirten Lichtstrahls. Im geschmiedeten Zustande besitzt es niemals eine reine lichtrothe Farbe und ein sehniges Gefüge, sowie Seidenglanz, sondern stets eine schmuzig rothe Farbe, eine schuppige Textur und schwachen Glanz. Uebergaares reines Kupfer trägt alle Kennzeichen des hammergaaren unreinen Kupfers. Beide zeigen auf dem Bruche eine mehr ziegelrothe Farbe und ein mattes Ansehen; im geschmiedeten Zustande lassen sich die einzelnen Sehnen deutlich

unterscheiden und entbehren ebenfalls des Glanzes. Je mehr der Oxydulgehalt des Kupfers zunimmt, desto mehr verliert sich die ziegelrothe Farbe und eine bräunlichrothe kommt zum Vorschein, das Gefüge wird schuppig und der Glanz verschwindet fast gänzlich; dasselbe zeigt sich nach dem Schmieden, nur dass die vereinzelten Sehnen noch stärker hervortreten. Kohlehaltiges Kupfer zeigt im gegossenen Zustande einen ausgezeichnet grobkörnig, zackigen Bruch; die rothe Farbe erhält einen um so stärkeren gelblichen Schimmer, je mehr Kohle vorhanden ist, und der Glanz ist verhältnissmässig stark metallisch. Im geschmiedeten Zustande ist solches Kupfer sehr gleichartig sehnig und behält seinen starken Glanz und seine Farbe.

## Von den Kupfererzen und dem Probiren derselben.

Erze. Das Kupfer kommt in der Natur sowohl gediegen als auch mit anderen Stoffen verbunden vor. Diejenigen Verbindungen, welche wegen ihres häufigeren Vorkommens das meiste Interesse für den Hüttenmann haben, sind die mit Schwefel und mit Sauerstoff, und man kann daher diese eigentlichen Kupfererze eintheilen in geschwefelte (kiesige) Erze und oxydirte (ockrige) Erze.

1) Geschwefelte Erze. Unter diesen kommen namentlich in Betracht:

Kupferglanz, $\dot{Cu}$ mit 79,8 Proc. Cu.

Kupferindig, $\dot{Cu}$ mit 66,4 Proc. Cu.

Buntkupfererz, $\dot{Cu}^3 \dddot{Fe}$ mit 55,6 Proc. Cu, meist aber mit mehr oder weniger Kupferglanz und Kupferkies gemengt und verbunden.

Homichlin, $\dot{Cu}^3 \dddot{Fe} + 2\,\dot{Fe}$ mit 44,2 Proc. Cu.

Kupferkies, $\dot{Cu}\,\dddot{Fe}$ mit 34,5 Proc. Cu.

Bournonit, $\dot{Cu}^3\,\dddot{Sb} + 2\,\dot{Pb}^3\,\dddot{Sb}$ mit 13,0 Cu und 42,5 Proc. Pb.

Fahlerz, $(\dot{Cu}\,\dot{Fe}, \dot{Zn}, \dot{Ag}, \dot{Hg})^4\,(\dddot{Sb}, \dddot{As})$. Der Kupfergehalt der Fahlerze (mit Hinzurechnung des Weissgültigerzes

und Tennantits) geht von 15 bis circa 50 Proc., je nachdem mehr oder weniger andere Metalle darin enthalten sind. Die silberleeren erreichen den höchsten Kupfergehalt, in den silberreichsten (31 Proc. Ag) sinkt derselbe bis auf 15 Proc. Der Quecksilbergehalt geht von 0,5 Proc. bis 17,2 Proc.

Enargit, $\dot{Cu}^3 \dddot{As}$ mit 48,3 Proc. Cu. Zuweilen geringe Mengen von $\dot{Zn}$, $\dot{Fe}$ und $\dddot{Sb}$ enthaltend.

2) Oxydirte Erze. Die wichtigsten sind:

Rothkupfererz, $\dot{Cu}$ mit 88,8 Proc. Cu.

Malachit, $\dot{Cu}\ \ddot{C} + \dot{Cu}\ \dot{H}$ mit 57,4 Proc. Cu.

Kupferlasur, $2\ \dot{Cu}\ \ddot{C} + \dot{Cu}\ \dot{H}$ mit 55,2 Proc. Cu.

Oxydirte Kupfererze werden nur an wenig Orten für sich verarbeitet, bei weitem häufiger sind die geschwefelten Erze Gegenstand der Zugutemachung, mit denen allerdings auch nicht selten oxydirte Erze zusammen vorkommen, jedoch in so geringer Quantität, dass gewöhnlich darauf bei der Verschmelzung keine besondere Rücksicht genommen wird.

Probirverfahren. Die Bestimmung des Kupfers in Erzen und Produkten erfolgt auf trocknem und auf nassem Wege.

A. Bestimmung auf trocknem Wege. Je nachdem die Substanz das Kupfer im geschwefelten, oxydirten oder metallischen Zustand, in grösserer oder geringerer Menge enthält, erleidet das hierbei einzuschlagende Verfahren Abänderungen.

1) Schwefelhaltige kupferreichere Verbindungen können nach dem deutschen und englischen Verfahren probirt werden.

Bei dem deutschen Verfahren wird 1 Probircentner der Probe entweder mit 2 Volumtheilen Holzkohlenpulver oder 25 Proc. vom Gewicht des Erzes reinem Graphit gemengt und auf einem mit Röthel ausgestrichenen Thonscherben (S. 48, Fig. 6) in einer schwach glühenden Muffel so lange geröstet, bis keine schweflige Säure mehr wahrzunehmen ist. Die geröstete Substanz wird hierauf feingerieben, nochmals mit 5 Proc. Graphitpulver vermengt und wiederum geröstet; sie muss dann ein erdiges mattes Ansehen ohne Beimengungen von Graphit

zeigen und wird hierauf in einer Probirtute mit den nöthigen Zuschlägen auf Schwarzkupfer verschmolzen. Diese Zuschläge bestehen entweder in schwarzem Fluss oder einem Gemenge von Pottasche und Mehl (S. 48), im Gewicht von 2 bis 3 Probircentnern, 25 bis 30 Pfd. Boraxglas und ebensoviel bleifreiem Glase, wenn die Substanz keine strengflüssigen Bestandtheile enthält, sowie endlich einer geringen Menge von Antimonoxyd oder Blei zur besseren Ansammlung des Kupfers, im Fall diese Bestandtheile nicht schon in der Substanz befindlich sind. Die zusammengemengte Beschickung erhält eine Decke von gereinigtem Kochsalz. Die Tute wird entweder in einer Muffel oder einem Zugofen einem $^3/_4$stündigen, starken Feuer ausgesetzt. Nach dem Zerschlagen der Tute muss sich am Boden derselben, unter einer gleichförmigen, glasigen Schlacke ein gutgeflossener Schwarzkupferkönig zeigen, ohne die mindeste Schicht Stein oder Lech an seiner Oberfläche. Zur Entfernung der in das Schwarzkupferkorn mit übergegangenen fremden, metallischen Bestandtheile, wird dasselbe dem Gaarmachen unterworfen. Das Korn wird zu dem Ende entweder auf einem flachen Thonscherben mit etwas Borax und nach Befinden Blei, oder auf einer aus Knochen- oder Holzasche angefertigten Kapelle unter bloser Anwendung von Blei, bei hoher Temperatur einem oxydirenden Schmelzen unterworfen, wobei die fremden Metalle sich oxydiren und verschlacken, während das Kupfer bei gehöriger Vorsicht ziemlich vollständig zurückbleibt. Der König muss eine reine Kupferfarbe zeigen, duktil sein und auf dem Bruche gleichförmig körnig und rosaroth erscheinen. Ein nicht gaarer König ist zwar aussen roth, auf dem Bruche aber grau, ein übergaarer dunkelroth und spröde. Beim Gaarmachen ist übrigens ein Kupferverlust unvermeidlich, so erscheint auf dem Scherben in der unmittelbaren Nähe des Korns die Schlacke jederzeit von Kupferoxydul roth gefärbt und man rechnet deshalb bei beiden Arten des Gaarmachens eine durch Erfahrung bestimmte Menge Kupfer zu; z. B. beim Gaarmachen auf den Scherben auf 10 Pfund verschlackte Legirung von Kupfer und Blei, 1 Pfd. Kupfer. Gold und Silber bleiben beim Kupfer zurück und müssen, wenn sie in beträcht-

licher Menge (von mindestens 0,5 Proc. an) vorhanden sind, vom Gewicht des Königs abgezogen werden.

Bei der englischen Probe*) wiegt man von dem zu probirenden Erze 400 grains (circa 25,9 Gramm) ein. Ist das Erz sehr kiesig, so röstet man die abgewogene Menge einige Zeit in halbkugelförmigen Tiegeln, ist dagegen der Schwefelgehalt gering, so verschmilzt man ohne Weiteres die abgewogene Menge mit Borax, Flussspath und Kalk, von jedem einen Spatel (von 84 Millimtr. Durchmesser) voll, in einem Thontiegel auf Rohstein, nachdem man noch auf die Beschickung eine Decke Kochsalz gegeben hat. Obigen Zuschlägen fügt man noch etwas Salpeter hinzu, wenn das kiesige Erz nicht genug geröstet ist, während man etwas Schwefel und Weinstein zugiebt, wenn die Röstung zu weit getrieben wurde. Der Zusatz von Salpeter geschieht auch, wenn man wegen eines geringen Schwefelgehaltes die Röstung vermeiden will, ebenso erfolgt ein Zusatz von Schwefel und Weinstein, wenn das Erz oxydirt ist, oder sehr niedrige Schweflungsstufen enthält. Gegen Ende der Schmelzung, (welche im Ganzen etwa 20 Minuten dauert) wenn aus dem Tiegel eine blaue Flamme entweicht, fügt man 1 Spatel Schwefel und $\frac{1}{2}$ Spatel Weinstein hinzu, sowie einige Minuten später etwas Salz und weissen Fluss**), um die Ansammlung des Regulus zu begünstigen. Nach beendigter Schmelzung wird der Inhalt des Tiegels in ein Giessblech entleert. Aus dem Ansehen des Königs kann man das Gelingen der ersten Operation bemessen. Ist derselbe braunfarbig und matt, so enthält er in Folge einer zu geringen Röstung oder eines nicht hinlänglichen Salpeterzusatzes zu viel Eisen und weniger als 40 Proc. Kupfer; der hohe Eisengehalt aber würde sich nicht ohne starken Kupferverlust entfernen lassen. Ein König mit 80 Proc. Kupfer und von glänzender, graublauer Farbe ist ebenfalls unbrauchbar, da bei so hohem Gehalte stets ein Theil Kupfer in der Schlacke zurückbleibt. Der Rohstein wird hierauf vorsichtig zerrieben und in einem Tiegel, wie das Erz, jedoch so voll-

*) Berg- u. hüttenm. Zeitung 1859. Nr. 9 u. f.

**) Durch Verpuffen eines Gemenges von 3 Volumth. Weinstein, 2 Volumth. Salpeter und wenig Kochsalz erhalten.

ständig als nur möglich, geröstet. Das Geröstete wird unter Zuschlag von $^1/_4$ Spatel Salpeter, $^1/_2$ Spatel Borax, $^1/_8$ Spatel Kohle, 1 Spatel trocknem Salz und bei einem mittleren Gehalte noch unter Zusatz von 2 Spatel Weinstein und einer Decke von feuchtem Salz auf Schwarzkupfer verschmolzen. Kurz vor dem Herausnehmen des Tiegels wirft man etwas weissen Fluss in denselben und giesst hierauf den Inhalt auf ein Giessblech aus. Das erhaltene Schwarzkupfer kommt zur Raffination in einem bereits glühenden Tiegel mit einem Spatel voll weissen Fluss und 2 Spatel trocknem Kochsalz zur Verschlackung resp. Verflüchtigung der dem Kupfer noch beigemengten fremden Metalle. Die ganze Operation dauert 5 bis 6 Minuten. Nach dem Ausgiessen und Ausschlacken prüft man das Korn unter den Hammer und bringt es nöthigenfalls, was übrigens häufig vorkommt, nochmals mit einer neuen Quantität Fluss und Salz in den Tiegel zurück. Nach diesem zweiten Raffiniren ist das Korn meist genügend rein. Alle Schlacke vom Schwarzkupferschmelzen und Raffiniren wird endlich mit etwas Weinstein und einer höchst geringen Menge Kohle zusammengeschmolzen, das erhaltene kleine Korn aber, wenn nöthig, ebenfalls raffinirt, hierauf aber mit dem Hauptkorn zusammen ausgewogen. Die englische Probe ist mit nicht unbedeutenden Verlusten verbunden, giebt aber zur Feststellung des Handelswerthes des untersuchten Erzes ein gutes Anhalten, da der Verlust bei der Probe, je nach der grösseren oder geringeren Reinheit des Erzes, den bei der Verhüttung aus demselben Grunde entstehenden, ziemlich nahe kommt.

2) In schwefelhaltigen kupferärmeren Erzen und Produkten bestimmt man den Kupfergehalt auf die Weise, dass man eine Anzahl Probircentner abwiegt, mit 15 bis 20 Proc. reinem Schwefelkies (sobald das Erz nicht selbst in hinreichender Menge davon enthält) mengt, und mit 50 bis 100 Proc. Borax unter einer Kochsalzdecke in einer Tute schmilzt. Der erhaltene Rohsteinkönig, in welchem sich der Kupfergehalt concentrirt befindet, wird hierauf der Probe auf Kupfer, wie oben erwähnt, unterworfen.

3) Oxydirte Verbindungen. Man unterwirft dieselben sofort einer reducirenden Schmelzung, sobald nicht ein gleichzeitiger geringer Schwefelgehalt oder die Anwesenheit schäd-

licher Säuren (Schwefelsäure, Arsensäure) eine Röstung nothwendig macht. Kupferärmere Verbindungen verschmilzt man am zweckmässigsten mit einem Zuschlag von Schwefelkies auf Rohstein, welcher geröstet und überhaupt wie ein geschwefeltes Kupfererz weiter behandelt wird.

4) Kupferhaltige Legirungen. Von diesen Legirungen werden diejenigen, welche Zink, Antimon, Arsen, Eisen, Blei enthalten, wie ein beim reducirenden Schmelzen erhaltenes Kupferkorn gaar gemacht. Der Gehalt des Kupfers in seiner Verbindung mit Zinn lässt sich auf trocknem Wege nicht genau bestimmen, ebenso ist bei beträchtlichem Kobalt- und namentlich Nickelgehalt des Kupfers mit dem gewöhnlichen Verfahren ein zuverlässiges Resultat nicht zu erreichen, vielmehr werden derartige Verbindungen am sichersten nach einem beim Nickel angegebenen Verfahren probirt.

Mit Hülfe des Löthrohrs*) lässt sich ein Kupfergehalt in Erzen, Produkten und Legirungen mit grosser Genauigkeit bestimmen. Ist die Substanz keine Legirung, enhält aber Schwefel, Arsen, oder Antimon, so wird sie zunächst einer Röstung unterworfen und deshalb 1 Löthrohrctr. (0,1 grm.) entweder mit dem 3fachen Volumen Kohlenstaub oder 20 bis 30 Milligr. reinem Graphit gemengt und in derselben Weise behandelt, wie bereits S. 51 mitgetheilt. Die geröstete Probe und ebenso diejenige, bei welcher eine Röstung nicht erforderlich war, wird mit 100 Milligr. Soda, 50 Milligr. Boraxglas und 30 bis 50 Milligr. Probirblei (sobald nicht Antimon, Wismuth oder Zinn vorhanden sind, oder die Substanz selbst bleihaltig ist) gemengt, in einen Sodapapiercylinder gepackt und in einer etwas ausgeweiteten cylindrischen Vertiefung auf dem Querschnitt einer Holzkohle oder in einem besonderen Kohlentiegelchen mit einer gut reducirend wirkenden Flamme so lange geschmolzen, bis Schlacke und Schwarzkupferkorn sich neben einander befinden und namentlich die Schlacke nach öfterem Drehen und Neigen der Kohle frei von Metallkörnern sich zeigt. Die Probe ist dann, wenn auch das Korn eine licht bleigraue Farbe hat und keine (grauschwarze) Schicht Stein sich auf demselben wahrnehmen lässt, so weit gelungen.

---

*) Plattner, die Probirkunst mit dem Löthrohr 1853. S. 589.

Sehr kupferarmen Substanzen setzt man ein genau gewogenes Goldkorn von 50 bis 80 Milligr. Schwere zu, mit welchem sich das Kupfer verbindet. Das Gaarmachen des bleiischen Schwarzkupferkörnchens geschieht mittelst Borsäure in einer kleinen Vertiefung auf Kohle. Man schmilzt das Körnchen mit einer kräftigen Reduktionsflamme schnell ein und leitet hierauf die blaue Flamme mehr auf die Borsäure, während man das Korn auf der einen Seite stets mit der Kohle in Berührung lässt. Das entstehende Bleioxyd geht mit den beim Kupfer befindlichen, ebenfalls sich oxydirenden Metallen in die Borsäure über. Sobald das Metallkorn eine grünliche Farbe annimmt, bedeckt man dasselbe mit der Flamme, um den Oxydationsprozess etwas langsamer vor sich gehen zu lassen, bis es endlich durch seine blaugrüne Farbe den richtigen Grad der Gaare anzeigt, worauf man es aus der Schlacke nimmt und Farbe, Geschmeidigkeit und Textur prüft. Verschlacktes Kupfer kann leicht durch reducirende Behandlung der Borsäure wieder erhalten werden, wobei sich kein Blei mit reducirt, wenn die Borsäure nicht mit Bleioxyd übersättigt ist. War man genöthigt, ein Goldkorn zuzusetzen, so müssen die ausser Kupfer mit übergegangenen, oxydirbaren Metalle ebenfalls durch Behandeln mit Borsäure entfernt werden. Metallverbindungen, welche Blei, Wismuth, Zink, Antimon und Zinn enthalten, werden in folgender Weise mit dem Löthrohr probirt. Bleihaltiges Kupfer, in welchem der Bleigehalt sehr überwiegend ist, wird am zweckmässigsten in zwei Abtheilungen gaar gemacht. Die Verbindung mit Wismuth behandelt man für sich auf Kohle bis der grösste Theil des Wismuths sich verflüchtigt hat und macht dann das Korn mit etwas Blei vollends gaar. Zink lässt sich durch Zusatz von Blei und Gaarmachen völlig vom Kupfer trennen. Die Verbindung des Kupfers mit Antimon, wie sie z. B. beim Probiren antimonischer Fahlerze erhalten wird, kann durch längeres vorsichtiges oxydirendes Schmelzen auf Kohle, völlig vom Antimongehalt befreit werden. Zinnhaltiges Kupfer (Bronce, Glocken-, Kanonengut) wird mit einem Gemisch von 100 Thl. Soda, 50 Thl. Boraxglas und 30 Th. Kieselerde auf Kohle zusammengeschmolzen. Man nimmt 45 bis 50 Milligr. der Legirung und circa 60 Milligr. von dem genannten Gemenge. Bei vorsich-

tigem oxydirenden Blasen, ähnlich wie beim Gaarmachen, kann das Zinn als Oxyd ohne bemerkenswerthen Kupferverlust verschlackt werden. Legirungen von Kupfer und Nickel lassen sich nicht hinreichend genau mittelst Blei und Borsäure probiren, bei Weitem genauer geschieht dies durch das beim Nickel erwähnte Verfahren.

B. Bestimmung auf nassem Wege. Von den verschiedenen Methoden, das Kupfer auf nassem Wege zu bestimmen, mögen hier nur diejenigen Erwähnung finden, welche durch Einfachheit und leichte Ausführbarkeit besonderes Interesse für den praktischen Hüttenmann haben. Es ist dies

1) die von Kerl*) modificirte schwedische Kupferprobe. 1 Probirctr. feingeriebene Substanz wird mit möglichst wenig Königswasser in der Wärme zersetzt und hierauf mit einigen Tropfen Schwefelsäure bis fast zur Trockniss eingedampft. Die noch feuchte Masse wird mit Wasser aufgeweicht und filtrirt, aus dem heiss zu haltenden Filtrat aber das Kupfer durch eingelegte Eisendrahtstifte ausgefällt. Das Ende der Operation wird durch Farbloswerden der Lösung angezeigt und dadurch, dass ein eingetauchter blanker Eisendraht sich nicht mehr mit einem bräunlichen Ueberzug von met. Kupfer bedeckt. Das ausgefällte Kupfer wird in dem Glase mehrmals mit heissem Wasser ausgesüsst und durch Umkippen des mit Wasser gefüllten Gefässes in eine Porzellanschale gebracht, die Stifte aber in der Schaale durch Reiben mit dem Finger völlig vom Kupfer befreit. Man wäscht das Kupfer mehrmals mit heissem Wasser, trocknet es dann bei gelinder Wärme und wiegt es. Anstatt des Eisens kann man sich auch des gereinigten Zinks zum Ausfällen bedienen. Auch kann man das ausgefällte feinzertheilte Kupfer durch Glühen an der Luft in Oxyd verwandeln und aus diesem den Kupfergehalt berechnen (100 Kupferoxyd enthalten 79,86 Kupfer). Silber und Blei bleiben bei dieser Probe im ungelösten Rückstande. Ein Gehalt des Probirguts an Eisen, Nickel, Kobalt, Mangan und Zink schadet ebenfalls nichts, dagegen wird das Verfahren bei Anwesenheit von Antimon, Arsen, Zinn und Wismuth umständlich, da diese Metalle vor der Ausfällung des Kupfers entfernt

*) Berg- und hüttenm. Zeitg. 1854, S. 35. 1855, S. 33.

werden müssen. Es geschieht dies durch Versetzen der ursprünglichen Lösung mit Schwefelnatriumauflösung und Digeriren damit. Antimon, Arsen und Zinn werden als Schwefelmetalle in Lösung gebracht. Die zurückbleibenden Schwefelverbindungen lösst man in Salpetersäure, übersättigt mit kohlens. Ammoniak, wodurch Wismuth abgeschieden wird, säuert die abfiltrirte ammoniakalische Kupferlösung mit Schwefelsäure an und fällt aus dieser das Kupfer durch Eisen oder Zink.

2) Titrirmethode von Pelouze.*) Dieselbe beruht darauf, dass das Kupfer aus seiner ammoniakalischen Lösung durch Schwefelnatriumlösung völlig niedergeschlagen werden kann, wobei die Beendigung der Fällung des Kupfers durch die vollständige Entfärbung der blauen Flüssigkeit angezeigt wird. Sind freilich in dem Probirgute andere Metalle enthalten, welche ebenfalls in die ammoniakalische Lösung mit übergehen und daraus durch Schwefelnatriumlösung niedergeschlagen werden, so ist das Ende der Reaktion unsicher. Bei dem Zusatz von Schwefelnatriumlösung muss man die Kupferlösung bis auf circ. 70 bis 80° C. erhitzen, wobei sich eine constante Verbindung von 5 $\dot{Cu}$ + $\dot{Cu}$ bildet ($5\dot{Na} + 6\dot{Cu} = 5\ \dot{Cu} + \dot{Cu} + 5\dot{Na}$). Man zersetzt, je nach dem grösseren oder geringeren Kupfergehalte der Substanz, 1 bis 5 gr. derselben mittelst Königswasser, fügt Ammoniak im Ueberschuss hinzu und filtrit die Lösung in einen Glaskolben, in welchem auch die Titrirung vorgenommen wird. Grössere Mengen von Niederschlag, welche viel Eisenoxyd und Thonerde enthalten, lösst man am zweckmässigsten in einigen Tropfen Salpetersäure auf und filtrirt nochmals, um die in diesem Falle zurückgebliebene geringe Menge Kupfer nicht zu verlieren. Man darf indess keine zu grossen Flüssigkeitsmengen erhalten, da diese das Titriren erschweren und zu Ungenauigkeiten Veranlassung geben können. Die Schwefelnatriumlösung wird am besten so weit verdünnt, dass 50 bis 60 Cubikcent. 1 Gramm Kupfer ausfällen, die ammoniakalische Flüssigkeit aber erhitzt man,

*) Ann. de chim. et de phys. 3. Sér. T. XVI. p. 426 und T. XVII. p. 393. Annal. d. Chem. und Pharm. Bd. 56, S. 364 u. Bd. 60. S. 372. Berg- u. hüttenm. Zeitg. 1861, S. 88.

wie schon erwähnt, bis auf 70 bis 80° C., um die constante Verbindung von Schwefelkupfer mit Kupferoxyd zu bilden. Die Schwefelnatriumlösung giesst man aus einer in Zehntel-Cubikcentimeter getheilten Bürette vorsichtig nach und nach unter häufigem Schwenken des Kolbens zu. Ist die blaue Farbe verschwunden und wird durch Hinzusatz eines neuen Tropfens Schwefelnatrium kein Niederschlag mehr hervorgebracht, so ist die Probe beendigt, und man berechnet aus der verbrauchten Anzahl Cubikcent. Schwefelnatriumlösung den Kupfergehalt der untersuchten Substanz.

3) Titrirmethode mittelst Cyankalium nach Mohr*). Diese Methode gründet sich darauf, dass durch Zusatz einer Lösung von Cyankalium zu einer Lösung des Kupferoxyds in Aetzammoniak die blaue Färbung der letzteren allmählig verschwindet und beim Hinzubringen des letzten Tropfens in farblos übergeht. Anstatt des Aetzammoniaks ist von Fleck**) das kohlensaure Ammoniak empfohlen worden, da bei Anwendung von Aetzammoniak das aus dem Cyankalium zur Hälfte frei werdende Cyan (das Kupfer wird zu Kupfercyanür) unter Bildung von Cyanammonium und cyansaurem Ammoniak rückwirkend auf die Kupferbestimmung und die verwendete Cyankaliummenge ist. Die auf Kupfer zu untersuchende Substanz wird, wie früher erwähnt, zersetzt, die Flüssigkeit etwas verdünnt, filtrirt und mit anderthalbkohlensaurem Ammoniak im Ueberschuss erwärmt, wenn nöthig, wiederum filtrirt, hierauf aber mit Cyankaliumlösung titrirt. Letztere ist am zweckmässigsten von einer solchen Stärke, dass 1 Cubikcent. 5 bis 6 Milligr. Kupfer entspricht. Da das Verschwinden der blauen Färbung, zumal bei verdünnten Kupferlösungen, nur schwierig wahrgenommen werden kann, so ist ebenfalls von Fleck der Zusatz von zwei Tropfen einer verdünnten Lösung von Ferrocyankalium zur ammoniakalischen Kupferlösung empfohlen worden. Mit dem Momente, wo das Kupferammoniakdoppelsalz zerstört ist, färbt sich die Flüssigkeit roth vom gebildeten Ferrocyankupfer, mit dem Zusatz des

*) Mohr, Lehrb. der chemisch-analyt. Titrirmethode. II. Abth. S. 91.
**) Bergwerksfreund, Bd. XXII, S. 452.

letzten Tropfens Cyankaliumlösung aber verschwindet diese Färbung und die Flüssigkeit erscheint farblos. Zink, Kobalt, Nickel, Mangan dürfen nicht anwesend sein und muss in diesem Falle das Kupfer durch Schwefelwasserstoff ausgefällt, das Schwefelkupfer zersetzt und die Flüssigkeit titrirt werden. Auch Silber und Quecksilber muss man vorher entfernen, Antimon und Arsen sind dagegen nicht nachtheilig.

4) Die colorimetrische Probe von Heine*) sowie die von Jacquelin**) und v. Hubert***). Diese Proben gründen sich auf die Vergleichung der blauen Färbung gleich dicker Schichten der zu prüfenden kupferhaltigen ammoniakalischen Probeflüssigkeit mit einer dem Kupfergehalte nach bekannten, ebenfalls ammoniakalischen Normalflüssigkeit. Ganz besonders ist die Heine'sche Bestimmungsweise zur Ermittlung sehr geringer Gehalte geeignet. Heine benutzt 4 Musterflüssigkeiten mit 1, 2, 3 und 4 Probirloth Kupfer auf 1 Unze (2 Loth Handelsgewicht) oder 0,001, 0,002, 0,003 und 0,004 Gramm auf je 25 Cubikcentim. ammoniakalischer Flüssigkeit. Die kupferhaltige Substanz wird mit Säure oder auf eine andere geeignete Weise zersetzt, die Lösung entweder sofort oder nachdem das Kupfer durch Schwefelwasserstoffgas, Eisen oder Zink ausgefällt und wieder gelöst ist, mit Aetzammoniak stark übersättigt, der hierbei etwa entstehende Niederschlag noch längere Zeit und unter öfterem Umrühren in gelinder Wärme digerirt und abfiltrirt. Das Volumen der Lösung wird hierauf in graduirten Gefässen gemessen und die Intensität der Farbe mit einer der oben angegebenen Musterflüssigkeiten verglichen und bestimmt. Aus dem gemessenen Volumen und der durch Vergleichung gefundenen Intensität wird der Kupfergehalt leicht durch Rechnung gefunden. Die Gläser zur Auf-

---

*) Bergwerksfreund Bd. I. S. 33. Bd. XVII. S. 405.

**) Dingler's polyt. Journal Bd. 112. S. 38. — Erdm. Journ. für p. Ch. Bd. 46. S. 174. — Bergwerksfrd. Bd. II, S. 300.

***) A. v. Hubert, Anleitung durch Colorimetrie den Kupfergehalt von Erzen und Produkten schnell und genau zu ermitteln. Wien 1852. Jahrb. der k. k. geol. Reichsanstalt 1850. Nr. 3. S. 415, 562. — Berg- und hüttenm. Zeitg. 1849. S. 667; 1851, S. 804. — Bergwerksfr. Bd. XIII. S. 81; Bd. XV, S. 142; Bd. XVII, S. 405.

bewahrung der Musterflüssigkeiten, sowie diejenigen, in welchen die Vergleichung der Probeflüssigkeit vorgenommen wird, haben am zweckmässigsten einen oblongen Querschnitt. Die Gläser fassen circa 3 Lth. Flüssigkeit und sind etwa 2″ lang, 2½″ hoch und 1″ breit bei etwa ⅛″ Wandstärke. Bei thonerde- und eisenhaltigen Substanzen, welche nach dem Hinzufügen von Ammoniak Niederschläge geben, die stets Kupfer zurückhalten, muss das Kupfer aus der ursprünglichen Lösung durch Schwefelwasserstoffgas gefällt und das Schwefelkupfer wieder durch Salpetersäure gelöst werden. Es wird dann diese ammoniakalisch gemachte Lösung der Titrirung unterworfen. Ebenso muss dieser Weg eingeschlagen werden, wenn Nickel, Kobalt und Mangan vorhanden sind.

Hinsichtlich der Proben von Jacquelin und v. Hubert muss auf die betreffenden Aufsätze verwiesen werden, ebenso bezüglich des von A. Müller*) bei dieser Probe wegen der durch unmittelbare Beschauung leicht entstehenden Unsicherheiten der Farbenvergleichung in Anwendung gebrachten Complementair-Colorimeters.

## Gewinnungsmethoden des Kupfers.

Die Gewinnung des Kupfers aus seinen Erzen erfolgt entweder auf trocknem oder auf nassem Wege. Der bei Weitem grösste Theil der Erze wird indess im Wege des Schmelzprozesses verarbeitet, da man den sogenannten nassen Weg nur in besonderen Fällen mit Vortheil anwenden kann.

### I. Zugutemachung der Kupfererze auf trocknem Wege.

#### A. Verschmelzung geschwefelter Erze.

Das Kupfer wird aus den geschwefelten Erzen in einer Reihenfolge von Röst- und Schmelzprozessen dargestellt, deren grössere oder geringere Ausdehnung durch die Beschaffenheit der zum Verschmelzen kommenden Erze bedingt ist. Die

*) Das Complementair-Colorimeter von Dr. A. Müller, Chemnitz 1854. — Erdm. Journ. f. prakt. Chemie. Bd. 60. S. 474. — Bergwerksfrd. Bd. XVII. 406. Bd. XVIII, 18, 101, 117; XIX. 1.

Grundzüge des Verfahrens treten am deutlichsten bei der Zugutemachung eines (gold- und silberfreien), reinen kiesigen Erzes hervor, welches neben Schwefelkupfer, nur mehr oder weniger Schwefeleisen und erdige Bestandtheile enthält. Das Erz wird zunächst zur Oxydation, resp. Verflüchtigung der fremden Bestandtheile einer Röstung, hierauf aber einer Schmelzung unterworfen, wobei eine wegzustürzende Schlacke und ein Stein erfolgen, der als ein angereichertes Erz ohne erdige Gangarten betrachtet werden kann, in welchem das Schwefelkupfer aber immer noch mit einer grösseren oder geringeren Menge Schwefeleisen verbunden ist. Durch eine Röstung dieses Steins werden beide Metalle zum grössten Theil in den Zustand von Oxyden übergeführt und in einer darauf folgenden Schmelzung unter den Einfluss reducirender und solvirender Agentien das Kupfer als ein, wenn auch noch unreines Produkt (Roh- oder Schwarzkupfer) dargestellt, welchem endlich durch eine letzte Operation, das Gaarmachen, die erforderliche Reinheit ertheilt wird.

Nicht immer freilich befinden sich die Hütten in dem günstigen Falle, in der angedeuteten Weise ihren Schmelzprozess durchzuführen, häufig nöthigt das Vorhandensein schädlicher Bestandtheile in den Erzen zu einer Abänderung des Verfahrens, welche hauptsächlich darin besteht, dass mit dem erhaltenen Stein zur völligen Abscheidung jener Stoffe dieselben abwechselnden Prozesse des Röstens und Schmelzens ein-, oder nach Befinden mehrmals wiederholt werden, ehe man ihn auf Schwarzkupfer verschmilzt. Ebenso erleidet das Verfahren einige Abänderung, wenn man einen Silbergehalt der Erze mit auszubringen beabsichtigt. Die nachfolgende speciellere Betrachtung des Kupferschmelzprozesses wird Gelegenheit geben, ausführlicher hierauf zurückzukommen.

Die Schmelzprozesse werden in Schacht- und Flammöfen ausgeführt. Bei der Verschmelzung in Flammöfen benutzt man als reducirendes Agens für das oxydirte Kupfer, den Schwefel, welcher immer noch in den gerösteten Erzen oder Produkten vorhanden ist, beim Schachtofenprozess tritt auch noch die Kohle, mit welcher die Beschickung im Ofen geschichtet ist, als Reduktionsmittel hinzu. Die Anwendung der Flammöfen war früher beinahe ausschliesslich auf England

beschränkt, man hat aber in neuerer Zeit an verschiedenen Orten den Schachtofenprozess mit dem Flammofenprozess auf erfolgreiche Weise vereinigt.

### a) Verschmelzung in Schachtöfen.

Wie bereits erwähnt, ist die Röstung der erste Prozess, welchem die kiesigen Erze unterworfen werden. Man bezweckt damit sowohl die Entfernung der flüchtigen Stoffe (Schwefel, Arsen, Antimon, Wasser, Bitumen), als auch die Oxydation solcher Metalle, welche man bei der späteren Schmelzung zu verschlacken beabsichtigt und unter denen das Eisen gewöhnlich am meisten vertreten ist. Da die darauf folgende Schmelzung immer wieder eine Schwefelverbindung liefern soll, in welcher sich der Kupfergehalt nur concentrirt befindet, so darf natürlich die Röstung nur so weit getrieben werden, dass noch eine hinreichende Menge Schwefel zur Steinbildung in dem gerösteten Erze vorhanden ist. Eine zu weit geführte Röstung ist die Ursache, dass man beim Schmelzen ausser Kupferstein auch bereits metallisches Kupfer erhält. Es wird aber nicht nur hierdurch ein Kupferverlust durch Verschlackung herbeigeführt, sondern das ausgeschiedene Kupfer ist auch bei unreinen Erzen in Folge der Aufnahme fremder Bestandtheile von so schlechter Beschaffenheit, dass aus demselben nur schwierig ein brauchbares Produkt dargestellt werden kann. Ganz besonders im letzteren Falle ist es in Bezug auf die Qualität des auszubringenden Kupfers ungleich vortheilhafter, anfänglich durch schwächere Röstung auf die Bildung eines kupferärmeren Steins hinzuarbeiten und diesen wiederholt zu rösten und zu verschmelzen, um den fremden Beimengungen so häufig als möglich Gelegenheit zur Verflüchtigung und Verschlackung zu geben.

Eigenthümlich ist das Verhalten des Schwefelkupfers in Verbindung oder im Gemenge mit viel schwefelreichen Schwefeleisen (Schwefelkies) bei der Röstung eines solchen Erzes in der Form von Bruchstücken. Es zieht sich nämlich im Verlauf der Röstung in jedem einzelnen Stück das darin vertheilte Schwefelkupfer nach innen zusammen und es entsteht von der Oberfläche herein eine, je nach der Dauer der Röstung mehr oder weniger starke, poröse Kruste von Eisenoxyd,

die nur sehr wenig Kupfer enthält, sowie ein Kern von kupferreichen Schwefelmetall. Es hat diese Erscheinung bereits im vorigen Jahrhundert schon auf norwegischen Kupferhütten Veranlassung gegeben, beim Rösten von kupferkieshaltigen Schwefelkies mit 3 bis 4 Proc. Kupfergehalt ein solches Röstverfahren einzuführen, welches man Kern-Rösten genannt hat. Dasselbe Verfahren ist auch auf andern Hüttenwerken eingeführt worden, wo man kupferarme kiesige Erze zu verarbeiten hat. Ist die Röstung soweit erfolgt, dass eine hinreichende Concentration des Schwefelkupfers bewirkt worden ist, so findet eine mechanische Scheidung der hauptsächlich aus Eisenoxyd bestehenden Krusten von den kupferreichen rohen Kernen statt. Die Krusten benutzt man häufig noch zur Vitriolbereitung, während die kupferreichen Kerne dem Schmelzprozess übergeben werden.

Karsten*), Werther**), sowie v. Lürzer***) haben Erklärungen dieses eigenthümlichen Röstprozesses gegeben, welcher auf folgenden Reactionen beruhen dürfte. Von den vorhandenen beiden Schwefelmetallen oxydirt sich zunächst unter Einwirkung der atmosphärischen Luft das Schwefeleisen, während das unveränderte Halb-Schwefelkupfer — welches fortwährend von aus dem Innern des Stücks durch die Hitze entwickelten Schwefeldämpfen getroffen wird und daher nicht nur vor Oxydation geschützt, sondern auch einer höhern Temperatur ausgesetzt ist, die sich durch die fortwährende Oxydation des Schwefeleisens erzeugt — in einen flüssigen Zustand übergeht, und sich mit den unmittelbar mit ihm in Berührung stehenden Schwefelmetallen von Eisen und Kupfer vereinigt, so dass daselbst eine Erhöhung des Kupfergehaltes bewirkt wird. In dem Maase nun, als die Kruste von Eisenoxyd stärker wird, erfolgt die Oxydation des Schwefeleisens weniger durch den Sauerstoff der atmosphärischen Luft, als vielmehr durch die sich bildende Schwefelsäure, weil in den Poren der

---

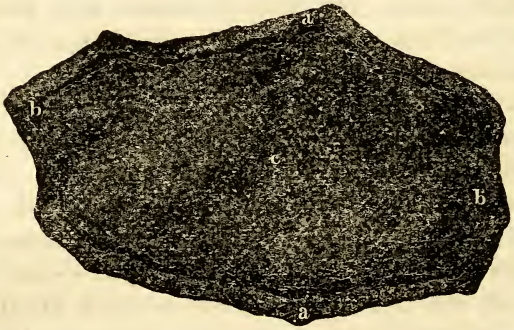
*) Syst. d. Metall. Bd. III. S. 433.

**) Erdm., Journ. f. pr. Chemie. Bd. 58. S. 321; auch Berg- und hüttenm. Zeitg. 1853 S. 439.

***) Tunner's Jahrb. der k. k. Montan-Lehranstalt zu Leoben. Bd. III. Seite 339.

Eisenoxydkruste sich schwefligsaures Gas und Schwefeldämpfe befinden, die den Sauerstoff der eindringenden atmosphärischen Luft absorbiren, noch ehe dieselben zu den Schwefelmetallen gelangt. Es hat sich auf diese Weise nach einiger Zeit alles Schwefelkupfer, welches anfangs in dem jetzt aus Eisenoxyd bestehenden Theile des Erzstückes vertheilt war, zurückgezogen und bildet nun in Verbindung mit Schwefeleisen ein Streifchen, welches das Ansehen des Kupferkieses besitzt und auch ähnlich zusammengesetzt ist ($Cu^2 S + Fe^2 S^3$). Beistehende Fig. 24 mag den Durchschnitt eines so weit gerösteten Erzstückes näher bezeichnen. *a a* ist die äussere,

Fig. 24.

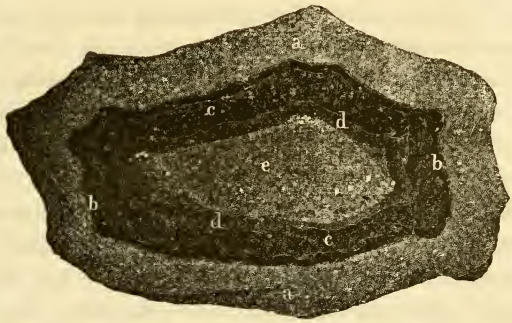



aus Eisenoxyd bestehende Hülle, *b b* die Stärke des Kupferkiesstreifchens und c der noch unveränderte Kies, welcher zuweilen auf dem Bruche bunt angelaufen erscheint.

Bei fortdauernder Röstung wird von der kupferreicheren neuen Verbindung aus den vorhin entwickelten Gründen immer wieder nur das Schwefeleisen oxydirt und die Anreicherung von Kupfer geht ununterbrochen fort, so dass nach und nach eine Verbindung entsteht, die der Zusammensetzung des Buntkupfererzes ($3 Cu^2 S, Fe^2 S^3$) nahe kommt. So lange als die zur Austreibung des im Ueberschusse vorhandenen Schwefels erforderliche Hitze noch nicht bis zur Mitte des Stücks gedrungen ist, und die sich fortwährend entwickelnden Schwefeldämpfe in Folge der in den Poren der Eisenoxydkruste eingeschlossenen Gase und Dämpfe von schwefliger Säure und resp. Schwefelsäure nur unter Druck langsam entweichen können,

bleibt auch das Schwefelkupfer vor Oxydation geschützt, so dass selbst die dem Buntkupfererz ähnlich zusammengesetzte Verbindung sich in eine noch kupferreichere verwandeln kann, die der Zusammensetzung des Kupferlechs $Cu^2$ S, Fe S entspricht. Da aber bei Zunahme der Temperatur nach der Mitte der einzelnen Stücke hin, eine Erweichung der an Schwefel ärmer gewordenen Kiesmasse entsteht, so drängt sich das Schwefelkupfer immer weiter nach der Mitte hin und es entstehen dadurch verschiedene Verbindungen des Schwefelkupfers mit Schwefeleisen; weshalb auch in einer gewissen Periode der Röstzeit vom Mittelpunkte aus der innerste Kern *e* beistehender Fig. 25, welche den Durchschnitt einer in der Röstung begriffenen Kiesstuffe vorstellt, fast noch aus unverändertem Kies besteht, dann sich aber eine Verbindung *d* zeigt, die das Ansehen des Kupferkieses hat, an diese sich eine Verbindung *c* anschliesst, die dem Buntkupfererze gleicht, und

Fig. 25.




diese nach der Eisenoxydkruste *a* hin, in eine Verbindung *b* übergeht, die der Zusammensetzung des Kupferlechs nahe kommt, wobei jedoch zu bemerken ist, dass die Grenzen zwischen den einzelnen Verbindungen nicht immer sehr scharf sind. Hört endlich die Entwickelung von Schwefeldämpfen auf, so sucht sich bei hinreichend hoher Temperatur das Schwefelkupfer im Schwefeleisen gleichmässig zu vertheilen, die Oxydation des Schwefeleisens geht aber auf Kosten der sich bildenden Schwefelsäure so lange fort, bis endlich eine Verbindung (als Kern) entsteht, die der Zusammensetzung des Kupferlechs nahe kommt, ohne dass dabei eine merkliche Menge von Schwefelkupfer mit oxydirt wird.

Natürlich können mehrfache Hindernisse, wie z. B. eingemengte Bergarten oder eine zu niedrige Temperatur das regelmässige Fortschreiten der Röstung stören und leicht Veranlassung zu kupferreichen Krusten geben.

Das Rösten der Kupfererze, welche in Schachtöfen verarbeitet werden, geschieht gewöhnlich in Haufen oder Stadeln, seltner in Oefen (Schacht- oder Flammröstöfen). Bei der Röstung in Haufen oder Stadeln sucht man an manchen Orten eine Gewinnung des Schwefels zu erzielen, so z. B. am Unterharz (Bd. I. S. 160), zu Agordo im Venetianischen, an welchem letzteren Orte man mit Vortheil die sogenannten steyrischen Röststadeln, welche mit Condensationsräumen für die Schwefeldämpfe versehen sind, anwendet. Sind die Kupfererze stark mit Arsen- oder Antimonverbindungen verunreinigt, so ist das Rösten in Haufen oder Stadeln nur ein sehr unvollkommenes Mittel zur Verflüchtigung dieser Stoffe und man muss in diesem Falle zu Flammröstöfen seine Zuflucht nehmen.

Das Verschmelzen der gerösteten Erze erfolgt in Oefen von verschiedener Höhe, Weite und Art des Zustellens. Während man an einigen Orten sich der Krummöfen bedient, hat man anderwärts mit günstigem Erfolge Halbhohöfen eingeführt; eigenthümliche Beschaffenheit der Erze, aber auch Gewohnheit sind hier hauptsächlich von Einfluss. Hohe, verhältnissmässig weite Schächte mit verengtem Schmelzraum, rastartiger Erweiterung über der Form und mit Windzuführung vermittelst zwei bis drei Formen wie bei den Eisenhohöfen, sind bei strengflüssigern Erzen jedenfalls von Vortheil. Namentlich ist die rastartige Erweiterung zur Beseitigung eines Uebelstandes geeignet, der häufig mit der Anwendung höherer Oefen bei eisenoxydreichen Beschickungen verbunden ist, es wird nämlich durch dieselbe eine stärkere und schnellere Verbreitung der sehr hohen Temperatur vor der Form nach oben, wie sie bei höheren Oefen ohne Rast stattfindet, und der damit zusammenhängenden, kräftigeren Einwirkung reducirender Gase auf die Beschickung entgegen gearbeitet, so dass dann weniger die Ausfällung von Eisenmassen eintritt. Hinsichtlich der Art des Zumachens bedient man sich am häufigsten der Oefen mit offener Brust und zwar entweder der Sumpföfen

oder der Spuröfen (Brillenöfen); Gewohnheit und Uebung der Arbeiter sind auch hier meist über die Wahl mit entscheidend.

Die Verschmelzung ergiebt in der Hauptsache zwei Produkte, Rohstein und Rohschlacke. Bei der grossen Verwandtschaft des Kupfers zum Schwefel ist, so bald die Röstung nicht zu weit getrieben worden, keine Befürchtung zu Kupferverlusten vorhanden, da selbst, wenn sich schon etwas Kupferoxyd gebildet hätte, dieses zu Kupfer reducirt und durch vorhandenes unzersetztes Schwefeleisen zerlegt würde, ebenso reduciren sich auch vorhandene Vitriole, deren Entstehung bei der Röstung nicht zu vermeiden ist. Die Zuschläge bei der Verschmelzung sind natürlich von der Beschaffenheit der Nebenbestandtheile des Erzes abhängig. Für erdenreiche Erze ist in manchen Fällen Flussspath ein geeigneter Zuschlag; bei quarzigen Erzen bedient man sich mit Vortheil, sobald keine gerösteten, eisenoxydreichen Kupfererze zu Gebote stehen, der beim Concentriren des Kupfersteins gefallenen Schlacken, welche in der Hauptsache aus einem Eisenoxydul-Singulosilikate bestehen und daher geeignet sind, beim Schmelzen noch eine grössere Quantität Kieselerde aufzunehmen; bei einem Uebermaass von Eisenoxyd endlich ist man genöthigt, zu Quarz oder kieseligen Substanzen seine Zuflucht zu nehmen, sobald man nicht, was freilich öconomischer ist, quarzige Erze zur Disposition hat. Die Rohschlacke steht in Bezug auf ihre Zusammensetzung meist zwischen einem Bi- und Singulosilikate. Bei einem grossen Uebermaasse von oxydirten Eisen und Mangel an Kieselerde, tritt durch Reduktion des ersteren leicht eine Ausscheidung von Eisen ein, wodurch Kupferverluste und Störungen im Ofengange herbeigeführt werden. Erze, welche starke Beimengungen von Arsen- und Antimonverbindungen enthalten, geben, da sich diese Stoffe nicht vollständig durch Röstung entfernen lassen, beim Verschmelzen ausser Kupferstein, ein ungern gesehenes speiseartiges Produkt (Kupferspeise, Arsenikkönig, Königskupfer), welches nur durch wiederholtes Rösten und Schmelzen zu Gute gemacht werden kann.

Der Rohstein vom Erzschmelzen wird geröstet. Wie weit diese Röstung stattfinden kann, hängt von der Beschaffenheit der Erze und von dem grösseren oder geringeren Kupfergehalte

des Steins ab. Bei reinen, namentlich blei-, arsen- und antimonfreien Kupfererzen kann man den beim Erzschmelzen entstandenen Rohstein, nachdem er geröstet, unbedenklich auf Schwarzkupfer verschmelzen. Die Röstung wird dann so weit geführt, dass nur noch sehr wenig Schwefelkupfer unzersetzt bleibt und ebenso die sich bildenden schwefelsauren Salze möglichst vollständig zerlegt werden. Bei unreinen Kupfererzen oder kupferarmen Steinen ist es indess jedenfalls vorzuziehen, den Rohstein nur so stark zu rösten, dass beim Verschmelzen desselben wieder ein Kupferstein erfolgt, den man Concentrationsstein (Spurstein, Doppellech) nennt. Das Rösten des Rohsteins geschieht in Stadeln oder Flammöfen. Hinsichtlich des Röstens in Stadeln hat Heine*) mehrjährige Erfahrungen veröffentlicht. Derselbe empfiehlt Stadeln von 6 Fuss Länge, 6 Fuss Breite und 5 Fuss Mauerhöhe und hat für die beiden ersten Röstfeuer Quantitäten von 200 Ctr., für die späteren Feuer nur 100 bis 120 Ctr. Stein angemessen gefunden. Das Bett des Rostes besteht für das erste Feuer nur aus Holz, für die folgenden ist es zweckmässig, auf dasselbe eine Lage Kohlen zu bringen und diese bei jedem folgenden Feuer zu verstärken. Ebenso ist es vortheilhaft, vom vierten Feuer an, wo der Schwefelgehalt des Rostes schon sehr abgenommen hat, einen Theil der Kohlen in die Mitte des aufzustürzenden Rostes einzubetten. Für das gute Gelingen der Röstung ist es wesentlich, den Kupferstein beim Wenden in möglichst egale, nicht zu kleine Stücke zu zerschlagen, das Entstehen von Kläre hierbei aber so viel als möglich zu vermeiden, den staubförmig gewordenen Stein aber durch Siebe zu entfernen. Der noch beinahe rohe Stein muss beim Wenden mehr nach der Mitte, der weiter abgeröstete dagegen mehr nach den Seiten der Stadel und an die Rückwand gebracht werden. Den bereits gut gerösteten Kupferstein (Gaarrost) halte man aus und vertheile den beim Schwarzkupfermachen gefallenen Dünnstein in die späteren Röste, versehe diese mit Decken und richte sich endlich mit dem Kohlenverbrand stets so ein, dass die Röste zwar nicht schmelzen aber doch scharf sintern.

*) Bergwerksfrd., Bd. I. S. 49.

In Schweden*) hat man Versuche gemacht, kupferarmen Kupferstein in Form von Bruchstücken in Schachtöfen und Flammöfen zu rösten. Der Schachtofen, dessen man sich hierzu bediente, glich dem von Sefström zur Röstung der Eisenerze eingeführten und bereits Bd. I. S. 174 abgebildeten Schachtofen. Die Röstung erfolgte indess nur höchst unvollständig. Dasselbe Resultat ergaben Versuche, den Kupferstein in Stücken von der verschiedenartigsten Grösse in einem Flammofen zu rösten. Gepochter Kupferstein lässt sich in Flammöfen vollkommen abrösten.

Das Concentriren oder Spuren des gerösteten Steins geschieht entweder in Schacht- oder Flammöfen unter Anwendung kieselerdereicher Zuschläge. In höherem Grade als dies beim Erzschmelzen der Fall, läuft man bei diesen Concentrationsarbeiten Gefahr, metallische Ausscheidungen zu erhalten und namentlich sind sie bei einem nicht unbedeutendem Gehalte des Steins an Arsen und Antimon und der Anwendung von Schachtöfen nur schwierig zu umgehen, weil diese beim Rösten sich oxydirenden Bestandtheile im Schachtofen sehr bald reducirt werden, in diesem Zustande reducirend auf oxydirtes Kupfer und Eisen wirken und sofort die Abscheidung von Verbindungen von Kupfer, Eisen, Antimon und Arsen veranlassen. Man nimmt deshalb auch an verschiedenen Orten das Spuren oder Concentriren des bei der Schachtofenarbeit erhaltenen Steins im Flammofen vor, wo diese Ausscheidungen in geringerem Grade stattfinden, weil die Reduktion nur durch Einwirkung der beim Rösten gebildeten oxydirten Verbindungen auf die noch vorhandenen Schwefelmetalle stattfindet und das etwa sich ausscheidende metallische Kupfer bei der längeren Berührung mit dem bereits angesammelten Stein von diesem wieder gelöst wird. Zu den Produkten der Concentrationsarbeit, Concentrationsstein und Schlacke, gesellt sich daher auch häufig etwas Schwarzkupfer. Man übergiebt dasselbe entweder dem Gaarmachen oder bei silberhaltigen Erzen, wo sich gern ein nicht unbeträchtlicher Theil des Silbers in denselben mit ansammelt, wird es den Entsilberungsarbeiten vorher zugetheilt. Den Stein unterwirft man ent-

*) Erdmann, Journ. für techn. und ök. Ch. Bd. XVI. S. 58.

weder einer nochmaligen Concentration, oder man verschmilzt ihn auf Schwarzkupfer, nachdem er in beiden Fällen zuvor geröstet war.*) Die Schlacke vom Concentriren ist natürlich

*) Eine eigenthümliche Erscheinung ist häufig an diesem concentrirten Kupferstein wahrzunehmen, man findet nämlich das Kupfer in Höhlungen und Blasenräumen im Stein in haar- oder drahtförmigen Zustande ausgeschieden. Diese hohlen Räume entstehen entweder durch schwefelsaures Gas, welches sich durch Oxydation einer geringen Menge von Schwefeleisen des Kupfersteins während des Abstechens bildet und in der flüssigen Masse verhält, oder auch wahrscheinlich hauptsächlich dadurch, dass in dem Maasse, als der abgestochene Stein von aussen nach der Mitte zu erstaart und dabei ein Raum begrenzt wird, welcher von dem weiter erstarrenden Kupferstein nicht vollständig ausgefüllt werden kann, durch Contraction der Schwefelmetalltheile, im Innern leere Räume entstehen, in die das ausgeschiedene Kupfer allmählig gepresst wird. Als Ursache einer solchen Auscheidung von metallischem Kupfer betrachtet man gewöhnlich die Einwirkung einer kupferoxydhaltigen Schlacke auf den Kupferstein in der Schmelzhitze, indem, wie bekannt, die Oxyde des Kupfers und das Halbschwefelkupfer sich gegenseitig unter Entwicklung von schwefliger Säuse zersetzen und in metallisches Kupfer verwandeln, da sich indess auch dieselbe Erscheinung bei Kupfersteinen von ganz verschiedenem Kupfergehalte zeigt, wo eine gegenseitige Zerlegung von Kupferoxydul und Halbschwefelkupfer entweder gar nicht stattgefunden hat, oder wenn dies der Fall war, die Erscheinung wenigstens nicht in dieser Weise auftreten könnte, so dürfte die Ursache dieser Kupferausscheidung auch noch in etwas Anderem mit liegen. Durch Schmelzversuche im Kleinen kann man sich überzeugen, dass Kupferstein, der aus einer Verbindung von m $Cu^2$ S, Fe S besteht, beim Schmelzen noch eine geringe Menge metallischen Kupfers aufzunehmen vermag, die er beim schnellen Erstarren auch nicht wieder ausscheidet; lässt man dagegen einen solchen Stein im Schmelztiegel langsam erkalten, so zeigt er auf seinem Bruche hier und da kleine Höhlungen, deren Grenzen mit Zähnchen von metallischen Kupfer besetzt sind. Die Ursache hiervon ist jedenfalls die, dass während des Schmelzens das Fe S Schwefel an das Kupfer abgiebt, dieses in $Cu^2$ S und sich selbst in $Fe^2$ S umwandelt, und eine Verbindung von $Cu^2$ S und $Fe^2$ S entsteht, die im flüssigen Zustande bei einer gewissen hohen Temperatur, sowie auch bei schnellem Erkalten sich nicht verändert; dass aber, wenn die Abkühlung langsam geschieht, in Folge der Verwandtschaft des $Cu^2$ S zum Fe S das $Fe^2$ S auf Kosten des $Cu^2$ S sich wieder in Fe S umändert und dabei Kupfer in fein zertheiltem Zustande ausgeschieden wird. Enthält nun ein im Grossen erzeugter Kupferstein, der wesentlich aus m $Cu^2$ S, Fe S besteht, aber auch mehr oder weniger $Fe^2$ S, Fe S aufzuweisen hat, einen Ueberschuss von $Fe^2$ S, so wird sich dieses bei langsamer Abkühlung des abgestochenen Steins auf Kosten des $Cu^2$ S entweder vollkommen in

eisenoxydulreich und von höherem Kupfergehalte als die Rohschlacke, sie wird wegen ihrer basischen Beschaffenheit am häufigsten beim Erzschmelzen mit verwendet.

Das Rösten des Concentrationssteins behufs seiner weiteren Zugutemachung auf Schwarzkupfer geschieht wie das des Rohsteins, nur treibt man den Prozess weiter, indem man die Anzahl der Röstfeuer vermehrt oder in Flammöfen länger röstet. Bei der Röstung in Stadeln bemerkt man nach dem Zerschlagen gut gerösteter Stücke häufig unregelmässig zusammengeflossene Kerne von metallischem Kupfer in denselben, welches von der Einwirkung des bei der Röstung sich bildenden Kupferoxyduls und Kupferoxyds auf das vorhandene Schwefelkupfer herrührt ($2\,\dot{C}u + \dot{C}u = 6\,Cu + \ddot{S}$ und $2\,\dot{C}u + \dot{C}u = 4\,Cu + \ddot{S}$).

Das Verschmelzen des gerösteten Concentrationssteins auf Schwarzkupfer, das Schwarz- oder Rohkupferschmelzen auch Schwarzmachen genannt, geschieht in Schacht- oder Flammöfen. Von erstern bedient man sich der Sumpf- und Brillenöfen. Bei jenen hat man häufig mit dem Uebelstande zu käm-

---

Fe S umändern, wenn der Gehalt an Kupfer hoch ist, oder es wird nur in eine Verbindung von $Fe^2\,S$, Fe S übergehen, wenn der Gehalt an Kupfer geringer ist; in beiden Fällen wird Kupfer metallisch ausgeschieden und dieses auf früher erwähnte Weise in die entstehenden Höhlungen gepresst, wodurch es die haar- oder drahtförmige Gestalt erhält.

Ist der Kupferstein merklich bleihaltig, so erscheinen die ausgepressten Metalltheile nicht kupferroth, sondern hellbleigrau und bestehen aus bleihaltigem Kupfer und enthält der Kupferstein Silber, so ist das ausgeschiedene Kupfer auch nicht frei von Silber.

Bei silberreichen Kupferstein nimmt man übrigens eine ganz ähnliche Erscheinung mit dem Silber wahr, letzteres zeigt sich ebenfalls in kleinen Blasenräumen drahtförmig ausgeschieden. Diese Ausscheidung beruht jedenfalls darauf, dass von dem im Steine enthaltenen Einfach-Schwefeleisen eine geringe Menge durch Oxydation eines Theiles ihres Schwefelgehaltes bei der zu hohen Temperatur in Halb-Schwefeleisen umgeändert worden ist, welches, während der Kupferstein noch flüssig war, zerlegend auf das vorhandene Schwefelsilber eingewirkt hat und das ausgeschiedene Silber beim Erstarren des Kupfersteins, während die einzelnen Theile desselben sich zusammengezogen haben und dabei kleine Höhlungen entstanden sind, zum Theil in dieselben gepresst worden ist.

pfen, dass das Schwarzkupfer leicht im Sumpfe erstarrt und das Stechen verhindert wird, sobald die Förderung nicht rasch von Statten geht oder eine zu geringe Menge Stein (Lech) das darunter befindliche Schwarzkupfer nicht hitzig genug erhalten kann. Brillenöfen liefern wegen der grössern Hitze, des sofortigen Entfernens des Kupfers aus dem Ofen und des stärkeren Durchsetzquantums mehr Kupfer als Lech und zugleich auch kupferreicheres Schwarzkupfer, geben aber Veranlassung zur Erzeugung unreinerer Schlacken. Das grösste Durchsetzquantum gestatten Flammenöfen, da man fast ganz ohne Schlackenzusatz schmelzen kann, auch erhält man in ihnen ein reicheres und reineres Schwarzkupfer und wenig Lech.

Die Verschmelzung liefert Schwarzkupfer (Rohkupfer), Lech (Dünnstein) und Schwarzkupferschlacke. Die Beschaffenheit des Schwarzkupfers hängt von der grösseren oder geringeren Reinheit der Erze und der mehr oder minder vorsichtigen Behandlung derselben, so wie der erhaltenen Produkte bei den vorangegangenen Röst- und Schmelzarbeiten ab. Die Erfahrung bestätigt hierbei so sehr den Einfluss der wiederholten Röst- und Reduktionsarbeiten auf das schliesslich ausgebrachte Produkt, dass das Rohkupfer, welches aus denselben Erzen beim Erzschmelzen erhalten wird, fast unbrauchbar, das Schwarzkupfer vom Verschmelzen des Rohsteins von mittelmässiger Güte, das Schwarzkupfer vom Verschmelzen des Concentrationssteins von guter Beschaffenheit und endlich dasjenige vom Verschmelzen des beim Concentrationsschmelzen erfolgenden Dünnsteins, wo man diesen für sich allein verarbeitet, von ganz besonderer Güte ausfällt. Freilich werden durch das Concentriren die Schmelzkosten bedeutend erhöht, weshalb man dasselbe so viel als möglich zu vermeiden sucht, auch bei reinen Erzen gewöhnlich unterlässt; wenn es aber darauf ankommt, aus Fahlerz, Zinkblende, Arsenkies, etc. enthaltenden Kupfererzen ein reines Rohkupfer darzustellen, welches, um gutes Gaarkupfer zu liefern, keinen bedeutenden Verlust erleiden soll, so kann man dies nur durch Concentrationsarbeit erreichen.

Der beim Schwarzkupferschmelzen fallende Lech oder Dünnstein wird am häufigsten mit dem Concentrationsstein zusammen geröstet und verschmolzen, aber auch zuweilen für

sich auf Schwarzkupfer verarbeitet. Die Schwarzkupferschlacke, deren Kupfergehalt gewöhnlich nicht unbedeutend ist, schlägt man beim Steinschmelzen wieder mit zu.

Das Schwarz- oder Rohkupfer wird dem Gaarmachen oder Raffiniren unterworfen, bei welchem durch ein oxydirendes Schmelzen die in dasselbe mit übergegangenen fremden Bestandtheile vollständig oder doch wenigstens bis auf eine höchst geringe, die Verwendbarkeit des Kupfers zu den verschiedenen technischen Zwecken nicht beeinträchtigende Menge entfernt werden. Man bedient sich zum Gaarmachen entweder der Heerd- oder der Flammöfen. Während mit der Anwendung von Schachtöfen bei der Zugutemachung der Kupfererze noch am häufigsten die Benutzung von Heerdöfen beim Raffiniren verbunden ist, bedient man sich durchgängig da, wo die Kupfererze in Flammöfen verarbeitet werden, auch der letzeren zum Raffinirprozess. Reineres, nur schwefel- oder eisenhaltiges Schwarzkupfer, lässt sich im Gaarheerde vollständig raffiniren, sind dagegen die Beimengungen von der Art, dass sie nach erfolgter Oxydation sich leicht wieder reduciren, wie Blei, Zinn, Zink, Wismuth, Antimon, Arsen, so ist das Gaarmachen im Gaarheerde ein unvollkommener Prozess, da man bei demselben die reducirende Wirkung der Kohle, welche fortwährend in Berührung mit dem Kupfer ist, nicht vermeiden kann.

Der Gaarheerd (Bd. I. S. 169. Fig. 32) besteht aus einer, aus schwerem Gestübbe hergestellten Grube, in welche der Wind durch eine Form geleitet und das Schwarzkupfer mit Holzkohlen umgeben, niedergeschmolzen wird. Der Heerd ist zur Erleichterung der verschiedenen Arbeiten in einer Höhe von 26 bis 27 Zoll über der Hüttensohle angebracht und gewöhnlich zur Aufnahme von höchstens 5 bis 6 Ctr. Kupfer eingerichtet. Die Abscheidung der das Kupfer verunreinigenden Metalle geschieht durch die Einwirkung des Luftstroms, die entstandenen Oxyde aber vereinigen sich mit Heerdmasse nach und nach zu einer Schlacke, welche von Zeit zu Zeit entfernt wird. Von ganz besonderer Wichtigkeit ist bei dem Prozess die Einwirkung des Kupferoxyduls, welches sich auf der Oberfläche des geschmolzenen Metalls erzeugt und zum Theil in das Kupfer mit übergeht. Es wirkt nämlich durch

seinen Sauerstoffgehalt oxydirend auf jene Beimengungen ein, welche sich dann in diesem Zustande an die Oberfläche begeben. Beim Einschmelzen und in der ersten Periode des Gaarmachens zeigen daher auch die Schlacken nur einen verhältnissmässig geringen Gehalt an Kupferoxydul, der aber nach und nach zunimmt, je mehr die fremdartigen Beimischungen aus dem Kupfer abgeschieden werden. Man beurtheilt den Gaarzustand des Kupfers nach einer herausgenommenen Probe und zwar geschieht dies in der Weise, dass man mittelst eines blanken cylindrischen Eisens in die flüssige, von Schlacke befreite Metallmasse taucht und das Eisen schnell wieder herauszieht. Der Ueberzug von Kupfer, welcher das Eisen nach dem Eintauchen und Herausziehen umgiebt, nennt man den Gaarspahn und das äussere Ansehen und die Beschaffenheit desselben geben das Anhalten zur Beurtheilung des Gaarzustandes des Kupfers. Ein starker Gaarspahn von gelblicher Farbe auf der dem Eisen zugekehrten Seite, verräth ein noch unreines Kupfer, bei gaarem Kupfer legt sich der Gaarspahn in dünner, beinahe netzartiger Lage und im Innern von rein kupferrother Farbe an.

Sehr unreines Kupfer macht man gewöhnlich im hohen Grade übergaar, d. h. man lässt durch ein fortgesetztes Schmelzen eine grössere Menge Kupferoxydul in das Kupfer übergehen, um dann dasselbe um so vollständiger von seinen Beimischungen befreit zu sehen. Das Oxydul wird beim Hammergaarmachen leicht wieder reducirt.

Ergiebt sich aus dem Verhalten des Gaarspahns, dass das Kupfer gaar geworden ist, so lässt man nach dem Wegräumen der Kohlen die Oberfläche desselben so weit abkühlen, dass es scheibenweise aus der Heerdgrube gehoben werden kann und entleert auf diese Art allmählig den Heerd. Man nennt deshalb auch das Gaarkupfer Scheiben- oder Rosettenkupfer und die Operation des Herausnehmens des Gaarkupfers aus dem Gaarheerde das Scheibenreissen, Rosettiren oder Spleissen. Man schliesst im Handel gewöhnlich aus dem äussern Ansehen der Scheiben auf die Güte des Kupfers, obwohl dies keineswegs in allen Fällen zuverlässig ist und verlangt, dass die Kupferscheiben möglichst dünn und von schön hochrother Farbe sein sollen. Die beim Gaar-

machen fallenden Schlacken werden gewöhnlich und bei unreinem Schwarzkupfer auch am zweckmässigsten wegen der darin enthaltenen fremden Bestandtheile, für sich auf Kupfer verschmolzen; an manchen Orten, wo die Erze nickelhaltig sind, gewinnt man aus diesen Schlacken mit Vortheil Nickelspeise.

Vollkommener als das Gaarmachen im kleinen Gaarheerde ist das Gaarmachen in Flammöfen. Letztere sind entweder sogenannte Spleissöfen oder weichen in ihrer Construction wenig oder gar nicht von den Band I. S. 205 beschriebenen Zugflammöfen ab. Nicht nur dass auf diese Weise eine bei Weitem grössere Quantität Schwarzkupfer mit einem Male gaar gemacht werden kann, der Zweck lässt sich auch namentlich bei unreinerem Kupfer bei Weitem sicherer und vollständiger erreichen, da in den Flammöfen das Brennmaterial gar nicht mit dem Kupfer in Berührung kommt und daher auch nicht auf die oxydirten Metalle immer wieder reducirend wirken kann.

Die Spleissöfen haben fast die Einrichtung und Gestalt der Treibheerde, (Bd. I. S. 207) sind aber stets wegen der bedeutenden Hitze, welche in ihnen entwickelt werden muss, mit einem festen Gewölbe versehen und haben eine Gestübbesohle. An dem tiefsten Punkt des Heerdes befindet sich eine Stichöffnung, durch welche das gaar gemachte Kupfer in einen zur Seite des Ofens gelegenen Heerd (Spleissheerd) abgelassen wird. Das Verfahren weicht im Allgemeinen von dem in den Gaarheerden nicht ab, und das nach erfolgter Gaare abgestochene Kupfer wird ebenfalls aus dem Spleissheerde in Scheiben abgehoben. Sehr unreines Kupfer wird zuweilen vor dem Gaarmachen im Gaarheerde einem vorläufigen Reinigungsprozess, dem Verblasen, unterworfen. Das Kupfer wird zu diesem Behufe auf dem Heerde des Spleissofens eingeschmolzen und längere Zeit der Wirkung der Gebläseluft ausgesetzt. Die entstandene Schlacke zieht man fortwährend von der Oberfläche des Metalls ab, bis dasselbe die gewünschte grössere Reinheit erlangt hat, worauf es abgestochen und vollends gaar gemacht wird.

Alles Kupfer, welches im kleinen oder grossen Gaarheerde gaar gemacht worden ist, enthält aus den früher erwähnten Gründen, Kupferoxydul, d. h. es ist übergaar (roh-

gaar) und muss daher vor seiner weiteren Verarbeitung unter Hämmern und Walzwerken einem abermaligen Prozess, dem Hammergaarmachen, unterworfen werden. Es wird zu dem Ende im einem vertieften Schmelzheerde in Quantitäten von 3 bis 6 Ctr. zwischen Kohlen niedergeschmolzen, wobei nicht nur wiederum ein Theil der das Kupfer noch verunreinigenden Metalle verschlackt, sondern auch hauptsächlich das Kupferoxydul reducirt wird. Durch eine Gaarprobe, ähnlich wie beim Gaarmachen im Heerde, überzeugt man sich von der reinen Beschaffenheit des Kupfers. Der Gaarspahn muss sich bei gewöhnlicher Temperatur und in der Hitze hämmern und biegen lassen, ohne Risse zu bekommen. Das Kupfer wird nach erhaltener Hammergaare mit eisernen Giesskellen ausgeschöpft und in eiserne mit Lehm oder Thon ausgestrichene Formen gegossen. Man lässt die Stücke (Hartstücke) in der Form erstarren und bringt sie in noch dunkelroth glühendem Zustande unter den Hammer oder Walzen.

Auf denjenigen Hütten, auf welchen grössere Kupferquanten gaar zu machen sind, findet das Gaarmachen oder Raffiniren im Zugflammofen, welches wie schon erwähnt, bei der Zugutemachung der Kupfererze in Flammöfen durchgängig in Anwendung ist, mehr und mehr Eingang, weil es bei längeren Campagnen in vieler Beziehung ungleich vortheilhafter ist. Während bei Anwendung von Gaarheerden das Gaarmachen und Hammergaarmachen von einander getrennt sind, folgen diese Arbeiten hierbei unmittelbar auf einander. Das Kupfer wird je nach seiner grösseren oder geringeren Reinheit schneller oder langsamer eingeschmolzen und die darauf befindliche Schlacke, in welcher ausser einer bedeutenden Menge Kupferoxydul, die Oxyde aller derjenigen Metalle sich befinden, welche in das Rohkupfer mit übergegangen waren, abgezogen. Es nähert sich in diesem Zustande einem übergaaren, kupferoxydulhaltigen Rosettenkupfer. Nach Beendigung des Schlackenziehens wirft man Holzkohlen auf die flüssige Oberfläche, welche sich sogleich darüber verbreiten und führt in die Mitte der Masse eine lange, mehrere Zoll starke Stange von grünem Holz ein (polt). Die mit Heftigkeit aus dem verbrennenden Holze sich entwickelnden Gase veranlassen ein starkes Aufkochen des

Metalls und reduciren das in dem Kupfer enthaltene Oxydul. Man fängt hierauf an Schöpfproben zu nehmen und prüft dieselben durch Biegen im Schraubstocke und Hämmern auf Festigkeit und Geschmeidigkeit unter Beobachtung des Gefüges und der Farbe des Bruchs. Die ersten Proben zeigen gewöhnlich einen körnigen und matten Bruch von ziegelrother Farbe und kaum bemerkbare Metallglanz. Bei den folgenden Proben verändern sich die Kennzeichen durch nur dem geübten Beobachter bemerkbare Nüancen, bis endlich ein sehr deutlicher Metallglanz mit seidenartigem Reflex und einer charakteristischen blassrothen Farbe (Kupferrosa) eintritt. Lässt man die Einwirkung des Holzes jetzt noch länger fortdauern, so nimmt das Kupfer wieder Kohle auf und wird rothbrüchig. Der Bruch wird dann wieder gröber und es erscheinen endlich deutliche Fasern, der Glanz hört auf seidenartig zu sein, die Farbe aber wird entschieden gelblich. Nach Eintritt der vorhin erwähnten Kennzeichen beeilt man sich, die Kohlen sowie die dünne Schlackenschicht, welche sich wieder auf der Oberfläche gebildet hat, abzuziehen, wirft frische Kohlen darauf, schürt stark ein und schreitet zum Ausschöpfen. Während des Ausschöpfens, welches selbst bei der grössten Schnelligkeit längere Zeit erfordert, müssen fortwährend Proben genommen und untersucht werden. Die auf der Oberfläche verbreiteten Kohlen müssen die entgegengesetzte Wirkung von derjenigen des atmosphärischen Sauerstoffs hervorbringen und unter diesem doppelten Einflusse muss das Metall in dem Zustande des Gleichgewichts bleiben, worin es sich zu Anfang des Ausschöpfens befand. Erscheint der Bruch der Proben körnig oder fasrig, wirft man entweder frische Kohlen auf oder nimmt einen Theil der darauf befindlichen weg.

Einiger besonderen Erscheinungen ist schliesslich noch zu gedenken, welche beim Gaarmachen des Kupfers auftreten, nämlich der Entstehung des Spreu- oder Sprühkupfers, sowie des Steigens des Metalls auch dem Aussgiessen in Formen. Zu Ende des Rohgaarprozesses auf kleinen Heerden nämlich, wo man das Kupfer unbedeckt der Abkühlung überlässt, erhebt sich ein feiner dichter Regen von stark rotirenden Kupferkügelchen verschiedener Grösse mit einer solchen Heftigkeit aus dem Metallbade, dass die Kügelchen häufig bis hoch

in die Esse geschleudert werden. In ganz ähnlicher Weise tritt diess beim Raffinirprozess im Flammenofen ein, nachdem der grösste Theil der fremden Beimengungen oxydirt ist und die kochende Bewegung des Metallbades (das Braten) nachgelassen hat. Als Ursache dieser Erscheinung betrachtet man wohl die Eigenschaft des Kupfers, im flüssigen Zustande Sauerstoff aus der Luft aufzunehmen und diesen bei oberflächlich eintretender Erstarrung wieder abzugeben*). Böttger**) schreibt dieselbe der gegenseitigen Einwirkung von noch vorhandenem Schwefelkupfer auf das entstandene und in der Masse vertheilte Kupferoxydul zu, wobei schweflige Säure entwickelt wird. Diese Entwickelung, welche Anfangs mit grösserer Heftigkeit und unter Kochen und Aufwallen des Metallbades vor sich geht, äussert sich dann, wenn nur noch wenig Schwefelkupfer vorhanden ist, in der Weise, dass nur kleine Bläschen von schwefliger Säure sich entwickeln, welche, ohne sich zu grösseren Mengen, wie während des Kochens vereinigen zu können, getrennt in der ganzen Metallmasse aufsteigen und die an der Oberfläche über ihnen liegenden Kupfertheilchen mit sich fortreissen, die sich natürlich dann zu Kügelchen gestalten. Ebenso soll nach Demselben (a. a. O.) die Ursache des Steigens in den Formen nach dem Ausgiessen, in der Entweichung von schwefliger Säure zu suchen sein, welche das Kupfer auf die vorhin angedeutete Weise noch absorbirt hat. Man beseitigt den letztgenannten Uebelstand entweder dadurch, dass man dem Kupfer eine geringe Menge (1 Proc.) Blei zusetzt — letzteres wird auf Kosten der schwefligen Säure in Bleioxyd und Schwefelblei verwandelt — oder zweckmässiger, da selbst ein sehr geringer, bei dem eben mitgetheilten Verfahren aber nicht zu vermeidender Bleigehalt des Kupfers, dasselbe zu manchen Zwecken untauglich macht, durch abwechselndes Abkühlen und Erhitzen, sowie häufiges Umrühren der Metallmasse mit Holzstangen, wodurch die schweflige Säure mechanisch, wie ein absorbirtes Gas, aus einer Flüssigkeit entfernt wird.

---

*) Marchand und Scheerer im Journ f. pr. Chem. Bd. XXVII. S. 198.

**) Bergwerksfr. Bd. XIV. S. 701.

Da übrigens, wie schon früher erwähnt, selbst das völlig reine Kupfer unter Umständen ebenfalls undicht beim Giessen erhalten werden kann, so müssen jedenfalls beim Auskellen Vorsichtsmassregeln, unter welche ganz besonders die Beobachtung einer gewissen Temperatur gehört, genommen werden.

Auf diese allgemeine Betrachtung der Verhüttung der Kupfererze mögen im Nachstehenden als Beispiele die Beschreibungen einige Kupferschmelzprozesse folgen, bei welchen man sich sowohl ausschliesslich der Schachtöfen als auch in Verbindung mit denselben der Flammöfen bedient.

Kupferschmelzprozess zu Atvidaberg in Ostgothland (Schweden)*). Die Erze, welche auf diesem Werke zur Verschmelzung kommen, bestehen z. Th. der Hauptsache nach aus Schwefelverbindungen, z. Th. treten die letztern mehr zurück und Quarz, sowie verschiedene Silikate herrschen vor. In jenen Erzen, welche sich leicht zerschlagen lassen und daher den Namen Blötmalm (Weicherz) führen, macht Zinkblende den vorherrschenden Bestandtheil aus (ca. $^1/_3$ der ganzen Masse), ausserdem sind Kupferkies, etwas Schwefel- und Magnetkies, sowie geringe Mengen von Magneteisenstein, Glimmer, Quarz und Granat vorhanden. Die kieselhaltigen Erze, welche wegen ihrer Härte den Namen Hardmalm (Harterz) führen, sind Gemenge in sehr verschiedenen Proportionen von Kupferkies, Blende, wenig Schwefelkies mit viel Quarz, Glimmer, Feldspath, Skapolith, Granat. Ausser diesen Erzen verarbeitet man ein aus früherer Zeit in beträchtlicher Menge vorhandenes Produkt, Skumnas (Schaumstein), eine mit Rohstein durchzogene Schlacke, welches seine Entstehung der damaligen unvollkommenen Röstung der blendigen Erze verdankt.

Zur Röstung kommt mit Ausnahme von etwas blendigen Hardmalm nur Blötmalm, sowie die erwähnte Skumnas. Der Prozess erfolgt entweder in Stadeln, meist aber in freien

*) Bergwerksfr. Bd. XIII. S. 401. Berg- und Hüttenm. Zeitg. 1859. S. 69.

Haufen, in Quantitäten von 600 bis 900 Schiffspfund*) Das Erz befindet sich in höchstens 20—30 Pfd. schweren Stücken und wird abwechselnd mit Zwischenlagen von Kohlenlösche aufgestürzt; in derselben Weise verfährt man auch mit dem Skumnas. Nur der Blötmalm erhält ein zweites Feuer, bei welchen man ebenfalls und zwar noch stärkere Zwischenlagen von Lösche anbringt.

Die nächste Arbeit ist das Rohschmelzen (Suluschmelzen). Die Beschickung besteht aus gerösteten und ungerösteten Erzen, Skumnas, Schwarzkupferschlacke etc. und ist so entworfen, dass eine Schlacke von ungefähr 45 Proc. Kieselerdegehalt und ein Rohstein von 25 bis 30 Proc. Kupfergehalt fällt. Die Construction der Oefen, in denen das Schmelzen vorgenommen wird, ergiebt sich aus Fig. 26 (a) und (b),

Fig. 26 a.

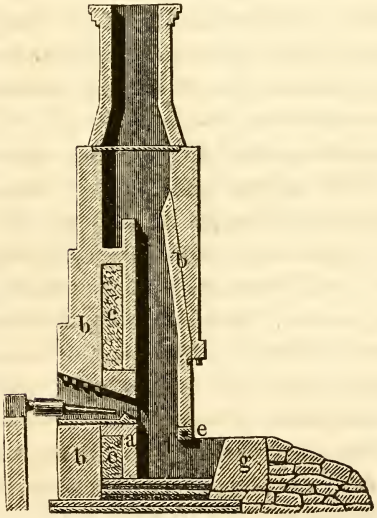
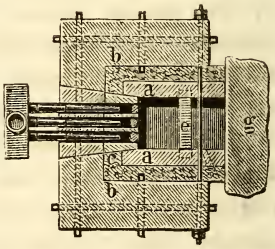



Fig. 26 b.




Die mit *a* bezeichneten Ofentheile bestehen aus feuerfestem Talkschiefer, die mit *b* bezeichneten aus Barnsteinmauer, c Sandfüllung, *e* Tümpeleisen, *g* Granitblock, welcher den

*) Die vorkommenden Gewichtsangaben beziehen sich auf sogenanntes Stapelstädtisches Gewicht und zwar ist 1 Schiffspfund dieses Gewichts = 20 Liespfund = 290,83 Pfd. kölnisch.

Vorheerd schliesst. Die Sohle des Ofens besteht aus abwechselnden Lagen von Sand und Talkschiefer, auf welche eine mehrere Zoll starke Lage eines Gemenges von Sand und Thon, sowie endlich eine 3 Zoll hohe Gestübbesohle festgestampft wird. Die Höhe des Schachtes vom Bodenstein bis Gicht beträgt 18 Fuss, die Breite des Schachtes in der Höhe der Form 3 Fuss 10 Zoll, bei 8 Fuss über der Heerdsohle aber 4 Fuss und verengt sich von hier bis zur Gicht bis zu 3 Fuss 6 Zoll. Die Tiefe des Schachtes in der Höhe des Tümpeleisens ist 2 Fuss 8 Zoll, vermindert sich aber bei $5\frac{1}{2}$ Fuss darüber bis zur Gicht, bis zu 1 Fuss 10 Zoll. Die Formen liegen beinahe horizontal, 4 Fuss über der Ofensohle und 1 Fuss 6 Zoll über der Unterkante des Tümpeleisens. Die Mittelpunkte der anderthalbzölligen Formöffnungen liegen 12 Zoll von einander. Die Formen bestehen wegen der leichteren Reparatur bei Beschädigungen aus einer circa 6 Fuss langen, 8 bis 9 Zoll breiten, $\frac{3}{4}$ Zoll dicken Eisenplatte, welche vorn so umgebogen ist, dass das Formmaul dadurch gebildet wird.

Die Schicht wird nicht von einem übereinander gestürzten Haufen der verschiedenen Produkte weggelaufen, sondern man wiegt zu jedem Satze das bestimmte Quantum Erz und Zuschlag ab. Ein Satz besteht bei normalem Ofengange aus $1\frac{1}{2}$ Liespfund Blötmalm, 1 Liespfd. Hardmalm, 2 Liespfd. Skumnas und 3 Liespfd. Schwarzkupferschlacke. Die Kohle wird mittelst Füllfässern zu 6,28 schwed. Cubikfuss Inhalt aufgegeben, das Gewicht dieses Quantums soll durchschnittlich 75 Pfund Stapelstädt. Gewicht betragen.*)

Man schmilzt mit 4 bis 6 Zoll langer Nase und setzt gewöhnlich in 24 Stunden über einem dreiförmigen Ofen gegen 108 Sätze durch. Die Quantität des Steins von einem Abstich beträgt 13 bis 25 Schiffspfund, im Anfang der Campagne gewöhnlich mehr, später, wenn der Fassungsraum des Heerdes durch Ansätze sich verengt, weniger. Nach zweimonatlicher

*) Das eigentliche Gemäss für Kohlen ist die Tonne = 5,6 schwed. Cubikfuss, an Gewicht 48,6 Pfd. kölnisch. 12 Tonnen = 1 Last. Von jeder Last gehen jedoch $\frac{1}{4}$ bis $\frac{1}{3}$ an Lösche ab, so dass nur 42 bis 43 Cubikfuss davon zur Verwerthung beim Schmelzen kommen.

Dauer der Campagne ist man genöthigt, den Schacht in seinen oberen Theilen von den daselbst entstandenen zinkischen Ansätzen zu reinigen und muss diese Arbeit jeden Monat wiederholen. Man hat deshalb den obersten Theil der neu gebauten Oefen 27 Zoll weit abwärts aus zusammengeschraubten zolldicken Eisenplatten hergestellt, nach deren Hinwegnahme die Ofenbrüche leichter entfernt werden können. Nach 8 bis 10 Monaten hat die Campagne ihr Ende erreicht.

Man erhält bei der Erzschmelzung Rohstein mit 25 bis 30 Proc. Kupfergehalt und ausser Schwefeleisen noch etwas Schwefelzink enthaltend, sowie Schlacke; welche abgesetzt wird und deren Kupfergehalt $^1/_4$ Pfund im Centner beträgt. Der Rohstein wird in Stadeln mit 6 Feuern unter Anwendung von Lösche geröstet, hierauf aber sofort dem Schwarzkupferschmelzen unterworfen. Die hierzu gebräuchlichen Oefen haben im Allgemeinen die Construction der früher erwähnten Suluöfen, nur ist ihre Weite bedeutend geringer, sie haben ferner nur 2 Formen und der Vorheerd fehlt ihnen gänzlich. Der Stichkanal ist vom mittleren oder hinteren Theil der horizontalen Ofensohle entweder nach vorn oder durch eine Seite des Kernschachtes und Rauhgemäuers gelegt. Von der Mündung des Stichkanals beginnt eine circa 36 Fuss lange aus Eisenplatten gebildete Gosse, die mit Scheidewänden versehen ist, so dass 10 Abtheilungen gebildet werden, die folgende immer circa 2 Zoll tiefer als die vorhergehende. Beim Abstechen des Kupfers gelangt dieses von einer Abtheilung in die folgende, wenn erstere gefüllt ist.

Der geröstete Rohstein wird mit 10 bis 20 Proc. reiner Schlacke vom Erzschmelzen, sowie Schlacken und Gekrätz vom Gaarmachen beschickt. Der ausser dem Schwarzkupfer durch Reduction von vorhandenen schwefelsauren Salzen entstehende Dünnstein wird bald vor dem Abstechen zugleich mit der Schlacke abgelassen; beides setzt sich in muldenförmige Vertiefungen, mit welchen die Schlackentrifft versehen ist, ab. Man kippt hierauf die Schlacke, wenn sie erstarrt aber noch stark rothglühend ist, um, spaltet sie durch einen starken Stoss von einander und lässt den Stein ausfliessen. Man erhält dadurch letzteren frei von Schlacke, dagegen ist namentlich die

letzte Schlacke reich an Stein, der allerdings beim Erzschmelzen wieder gewonnen wird.

Das Schwarzkupfer wird alle 2 bis 3 Tage abgestochen, wobei man 8 bis 9 Kupferblöcke von zusammen 20 bis 25 Schiffspfund Gewicht erhält, der Dünnstein kommt zerkleint in ein drittes Feuer des Rohsteins und gelangt dann wieder zur Schwarzkupferarbeit. Die Schlacken werden sämmtlich bei der Erzarbeit zugeschlagen. Die Dauer der Campagne beträgt 4 bis 6 Monate

Das Gaarmachen des nur etwas eisen- und zinkhaltigen Schwarzkupfers erfolgt im kleinen Gaarheerde in Quantitäten von 7 bis 9 Schiffspfd. Der aus feuerfestem Thon und etwas Sand hergestellte Schmelzheerd hat einen Durchmesser von 2 bis 2,5 Fuss und ist 15 bis 18 Zoll tief. Bei der gänzlichen Abwesenheit des Bleies erhält man nur eine teigige Schlacke. Das Kupfer wird in eiserne Formen gegossen, so dass man gewürfelte Platten bekommt. Die Dauer einer Campagne ist 4 bis 4,5 Stunden. Man hat beim Gaarmachen etwas über 10 Proc. Abgang und um 1 Schiffspfd. Gaarkupfer herzustellen werden 3 Tonnen Kohlen verbraucht.

Eine Nacharbeit ist das Verschmelzen der Bodensauen aus den Schwarzkupferöfen. Diese Sauen, welche zu viel Metall enthalten, als dass sie leicht zerkleinert werden könnten, verschmilzt man in einem dem Gaarheerde ähnlichen Heerde auf Schwarzkupfer. Die Arbeit hat Aehnlichkeit mit dem Einschmelzen des Roheisens im Frischfeuer, man rückt die ganze Saue nach, wenn sie vor der Form durch das Kohlenfeuer weggeschmolzen ist. Man verarbeitet auf diese Weise in 60 Stunden 90 bis 100 Centner mit 7,5 Last Kohlen und erhält ein eisenreiches Schwarzkupfer mit etwas Stein und viel Schlacke, welches gaar gemacht wird.

b) Schmelzprozess zu Agordo im Venetianischen*). Die Lagerstätte zu Agordo besteht aus einem sehr mächtigen linsenförmigen Stock auf der Grenze des Thonschiefers und

*) Ann. des mines 5. Reihe. Bd. VIII. S. 407. Rivot — Kupferhüttenkunde, vervollst. deutsche Bearb. von C. Hartmann. S. 232. Oesterr. Zeitschr. f. Berg- und Hüttenw. 1857. Nr. 43. Dieselbe Zeitschr. 1860. Nr. 21, 22 und 23.

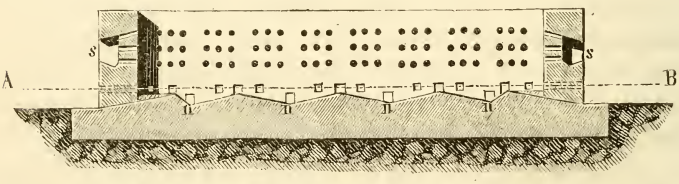
Jurakalks. Die Hauptmasse ist Schwefelkies, in welchem Arsenkies, Kupferkies, Blende und Bleiglanz in einem innigen Gemenge in unregelmässigen Trümern oder Nestern vorkommen. Auch findet sich hier und da etwas Quarz in der Schwefelmetallmasse. Die Erze, deren Kupfergehalt von etwa 0,6 Proc. bis 6 Proc. geht, werden in reiche Kiese, gewöhnliche Erze und arme Erze unterschieden. Die mittlere Zusammensetzung der zur Verwendung kommenden Erze kann man annehmen zu

| | |
|---|---|
| Kupfer | 1,6 Proc. |
| Eisen mit etwas Zink | 42,0 „ |
| Schwefel | 50,0 „ |
| Arsen | 1,5 „ |
| Quarz | 5,0 „ |

Die gewöhnlichen und armen Erze unterwirft man einer Haufenröstung (Kernröstung S. 159). Die oxydirten Theile unterliegen einer weiteren Zugutemachung auf nassem Wege, während die Kerne mit den reichen Kiesen zur Verschmelzung kommen. Der Stein vom Rohschmelzen wird stark geröstet und sofort auf Schwarzkupfer verarbeitet, welches letztere gaargemacht oder raffinirt wird.

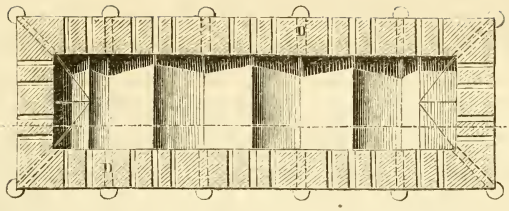
Die Röstung der Erze, wobei man Schwefel zu gewinnen sucht, geschieht entweder in Haufen oder man bedient sich der steyermärkischen Röststadeln Fig. 27 a und b (Durchschn. nach *A B* in a). Diese Stadeln bestehen aus vier senkrechten,

Fig. 27 a.




3 Meter hohen Mauern, welche an der aus geneigten Ebenen bestehenden Sohle und zwar im Niveau der oberen Kante der geneigten Flächen eine Reihe von Oeffnungen zur Einführung von Luft haben. Die Oeffnungen *n* dienen zum Ablaufen des flüssigen Schwefels und stehen deshalb mit Vertiefungen ausserhalb des Ofens in Verbindung. In der Mitte der Höhe von den Mauern sind Schwefelkammern *s* angebracht, in denen

Fig. 27 b.



sich ein Theil der Schwefeldämpfe verdichtet. Jede Kammer ist, wie aus der Figur ersichtlich, mit dem Innern der Stadel durch 9 Kanäle verbunden. In neuerer Zeit hat man mit günstigem Erfolge auch den Grubenschliech in Haufen geröstet*). Dieser Schlich wird zunächst von den gröbern Kiesstücken mittelst eines Drahtsiebes geschieden, hierauf durch Zugiessen von Eisenvitriollauge zu einer breiartigen Masse angerührt, diese Masse in metallenen Formen festgeschlagen und die erhaltenen Stücke (Stöckel) auf den im Brand befindlichen Rösthaufen getrocknet, endlich aber in die Röste mit eingesetzt.

Die gerösteten Erzstücke werden zerschlagen, um die Kerne, in denen sich das Kupfer concentrirt hat, von den oxydirten Theilen, der Schaale, zu trennen. Letztere werden nach einander in vier Gefässen, welche stufenweise über einander stehen, ausgelaugt, so dass das in den unteren Gefässen bereits zum Theil entkupferte Erz zuletzt noch von dem zufliessenden reinen Wasser im obersten Gefässe ausgelaugt wird.

Man erhält bei diesem ersten Auslaugen jährlich von 11400 Tonnen gerösteten Erz etwa 7000 Cubikmet. Lauge von 29° Beaumé. Sie enthält hauptsächlich schwefelsaures Eisenoxyd und in 1 Cubikmeter etwa 14 Kilogr. Kupfer. Die ausgelaugten und an der Luft getrockneten Schlämme werden zu den Rösthaufen gebracht und zur Herstellung der Decken verwendet, kommen aber hierauf nochmals für sich zur Auslaugung, wobei eine ärmere Lauge erhalten wird. Die feinen Theile wirft man nach dieser zweiten Auslaugung weg, die Gröbe aber kommt wieder in den Rösthaufen.

Die Fällung des Kupfers in der Lauge erfolgt durch Roh-

*) Oesterr. Zeitschr. 1856. S. 338. 1860. S. 328. 1861. S. 324.

eisen und unter Anwendung von Wärme in zwei verschiedenen Apparaten, in grösseren Bleigefässen nämlich und in einem kleinen Flammofen. Die Bleikästen haben in ihrer Mitte einen Cylinder von Bleiblech, der bis über den Spiegel der Lauge verlängert und oben durch einen beweglichen Deckel verschlossen ist. Am Boden befindet sich ein Rost, auf welchen man von oben Torf und Holzkohle aufgiebt. Die heissen Gase durchströmen die Flüssigkeit in zwei Röhren, welche ausserhalb in eine Esse münden. Jeder Kasten fasst 19 Cubikmet. Lauge. Bei dem Flammofen ist der für die Lauge bestimmte Raum, 12 Meter lang, 3,3 Meter breit und 1 Meter tief, aus Kalkstein hergestellt und mit hydraulischen Cement gemauert. An beiden Längenseiten ziehen sich auf der Sohle zwei Bänke zur Aufnahme der Roheisenstücke hin.

Die Temperatur der Lösung kommt auf mindestens 60° C. Die geklärte Lauge lässt man in Krystallisirgefässe, das (arsenhaltige) Cementkupfer ist namentlich durch Eisen verunreinigt und enthält im Durchschn. nicht mehr als 37 bis 38 Proc. Kupfer.

Zum Rohschmelzprozess gelangen die Kerne vom Rösten, die reichen Erze, das Cementkupfer, die reichen Schlacken von der Schwarzkupferarbeit und vom Gaarmachen, sowie alle unreinen kupferhaltigen Rückstände. Das Cementkupfer muss seiner Unreinheit wegen diesem Schmelzprozess zugetheilt werden. Die hierbei angewendeten Oefen sind Hohöfen, nach Art der Brillenöfen zugemacht und bestehen gänzlich aus Talkschiefer. Der innere Raum hat überall einen kreisrunden Querschnitt und im Allgemeinen die Einrichtung der Eisenhohöfen. Der Schacht ist im Kohlensack 1 Meter, in der Gichtöffnung 0,8 Met. weit. Der Schacht über dem Kohlensack hat eine Höhe von 6 Met. In der Formebene beträgt der Durchmesser 0,8 Met., die Form liegt 0,9 Met. unter dem Kohlensack.

Die Beschickungen sind von sehr constanter Zusammensetzung und zwar enthalten sie gewöhnlich 51 bis 52 Proc. Röstkerne, 8 bis 9 Proc. Cementkupfer und beinahe ebensoviel reiche Erze, 4 bis 5 Proc. Gekrätz und Rückstände, 13 bis 14 Proc. reiche Schlacken und beinahe ebensoviel Sandstein als Flussmittel. Das Aufgeben erfolgt in derselben Weise

wie bei den viereckigen Schachtöfen, das Brennmaterial kommt gegen die Brust. In 24 Stunden setzt man bis 17 Tonnen Beschickung durch. Die Dauer der Campagne beträgt 20 bis 21 Tage.

Der Stein enthält 24 bis 26 Proc. Kupfer, eine merkliche Menge von Zink und sehr wenig Arsen. Die bei normalen Gange erhaltenen Schlacken sind sehr arm an Kupfer, sie enthalten etwa 0,0035 Proc. Unreine Schlacken gelangen wieder zum Rohschmelzen. Bei jedem Abstich kommt eine gewisse Menge von Schlacke mit in den Sumpf, die man wegen ihres Steingehaltes beim Schwarzkupferschmelzen mit zuschlägt. Der Stein wird in Stücken in Stadeln geröstet und zwar in fünf auf einander folgenden Feuern.

Die Verschmelzung des gerösteten Steins geschieht in Halbhohöfen, deren horizontaler Querschnitt ein Rechteck ist. Die beiden Seitenwände sind fast senkrecht, die Vorderwand und Brust dagegen von der Form weg bis zur Gicht um 70 bis 75° geneigt. An der Gicht beträgt der Querschnitt 0,6 Met. in der Breite und 0,5 Met. in der Länge, in der Formebene 1,1 Met. und 0,8 Met. Die senkrechte Entfernung von Gicht bis Form ist 2,8 Met. Unter der Form ist die Brust senkrecht aufgeführt. Der Gestübbetiegel hat seinen tiefsten Punkt unter der Brust und 1,2 Met. unter der Form.

Als Zuschläge kommen zu dem gerösteten Stein die erwähnten Schlacken vom ersten Schmelzen und etwas Sandstein, ausserdem verarbeitet man auch die reichen Gaarschlacken mit, sowie alle kupferhaltigen, arsenarmen Rückstände. Die Campagnen sind 10 bis 12tägig. Das Schwarzkupfer wird nach Entfernung der darüber befindlichen beiden Lagen Stein und Schlacke mit Kellen ausgeschöpft und in eiserne Formen gegossen. Der grösste Theil der Schlacke gelangt zum Steinschmelzen, derjenige Theil, welcher mit dem Schwarzkupfer abfliesst, kommt in die Beschickung zurück. Der Stein hält 60 bis 65 Proc. Kupfer, wird in 3 Feuern geröstet und kommt wieder zum Schwarzkupferschmelzen. Das Schwarzkupfer, mit 92 bis 94 Procent Kupfer, wird im kleinen Heerde gaar gemacht und von dem Gaarkupfer ein Theil, und zwar ebenfalls im kleinen Heerde, raffinirt. Man erhält aus dem Schwarz-

kupfer circa 78 Proc. Gaarkupfer und aus dem Gaarkupfer 94 bis 95 Proc. raffinirtes Kupfer.

Das Werk von Agordo erzeugt jährlich durchschnittlich 3681 Ctr. Kupfer, 11163 Ctr. Vitriol und 767 Ctr. Schwefel.

c) Kupferarbeiten zu Okerhütte am Communion-Unterharze*). Diese Arbeiten umfassen die Zugutemachung sämmtlicher Kupfererze des Rammelsberges, sowie der kupferhaltigen Produkte und Abfälle von der Verschmelzung der Bleierze (S. 83). Die Kupfererze bestehen im Wesentlichen aus einem Gemenge von Kupfer-, Schwefel- und Arsenkies und enthalten 4 bis 6 Pfd. Kupfer und $^1/_8$ bis $^1/_4$ Lth. Silber im Centner. Die Röstung geschieht entweder in freien Haufen oder in den mit dem Namen Kilns bezeichneten kleinen Röstschachtöfen behufs der Entwicklung von schwefliger Säure zur Schwefelsäurefabrikation. Man beschickt 10 Scherben (à 3,29 Ctr.) geröstetes Kupfererz, 1 bis 2 Scherben (à 2,86 Ctr.) gerösteten Kniest (mit Kupfererzschnüren durchzogenen Thonschiefer), 1 Scherben (2,18 Ctr.) gebrannten Thonschiefer, 1 bis 2 Scherben (à 2,96 Ctr.) Schlacken vom Steinschmelzen und 2 bis 3 Scherben Geschur und Schlacke von der eignen Arbeit. Die Schmelzöfen sind Krummöfen, nach Art der Sumpföfen zugemacht, von etwa 6 Fuss Höhe, 3 Fuss Tiefe, 2 Fuss Weite hinten und 1 Fuss 4 Zoll Weite vorn. Das Schmelzen erfolgt mit 5 bis 6 Zoll langer Nase bei Anwendung eines Gemenges von Holzkohle und Kokes und man erhält dabei: Rohstein mit circa 50 Pfd. Kupfer und 1 bis 2 Lth. Silber und Rohschlacke, eine Verbindung von Singulo- und Subsilikaten und stets schwefelhaltig. Analysen derselben haben folgende Zusammensetzung ergeben:

| | $\ddot{S}i$ | $\ddot{A}l$ | $\dot{C}a$ | $\dot{F}e$ | $\dot{C}u$ | S. |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 1) | 23,50 | 3,50 | 3,34 | 66,85 | 1,69 | 3,60 |
| 2) | 21,62 | 5,15 | 2,57 | 65,62 | 2,26 | 2,08 |

Nr. 1. Nach Breymann, entspricht nahe der Formel $7\,[(\dot{F}e\,\dot{C}a)^4\,\ddot{S}i] + \ddot{A}l\,\ddot{S}i$. Sauerstoffverh. zwischen Säure und Basen 12,4 : 14,8. Nr. 2 nach Kerl, beinahe $4\,[(\dot{F}e\,\dot{C}a)^5\,\ddot{S}i] + \ddot{A}l\,\ddot{S}i$. Sauerstoffverh. zwischen Säure und Basen 11,5 : 17,6.

*) Kerl, die Rammelsberger Hüttenprozesse am Communion-Unterharze. 2 Aufl. 1861.

Ausser dem Rohstein entsteht auch in Folge des Arsen- und Antimongehaltes der Erze sogenanntes Königskupfer mit circa 87 Proc. Kupfer und 5 bis 6 Loth Silber. Dasselbe würde früher zerkleint und beim Verschmelzen des gerösteten Rohsteins mit zugeschlagen, jetzt wird dasselbe in einem Spleiss ofen verblasen, granulirt, die Granalien mit heisser verdünnter Schwefelsäure bei Luftzutritt behandelt, wobei Silber und Blei, nebst etwas Kupfer im Rückstande verbleiben, während der grösste Theil des Kupfers sich in Vitriol umwandelt, welcher verkauft wird.

Der Rohstein wird mit 2, zuweilen auch mit 3 Feuern zugebrannt und hierauf als sogenannter Rohrost (12 Scherben) unter Zuschlag von gebrannten Schiefer (1 Scherben) in den zum Erzschmelzen dienenden Oefen verschmolzen. Es fallen hierbei Rohrostschwarzkupfer, Kupferstein und Schlacke, welche letztere zu den Erzschmelzungen zurückkommt. Das Rohrostschwarzkupfer mit mindestens 92 Proc. Kupfer und mehreren Loth Silber wird im Spleissofen durch Verblasen gereinigt und dann gemeinchaftlich mit dem Schwarzkupfer vom Verschmelzen der gerösteten Kupfersteine (Kupferrostschwarzkupfer) im kleinen Heerde unter Zusatz von Blei gaar gemacht. Der Kupferstein wird mit 5 bis 6 Feuern zugebrannt, der todt geröstete Stein (Kupferrost) aber ohne allen Zuschlag im Erzofen durchgesetzt, wobei man das schon erwähnte Kupferrostschwarzkupfer mit etwa 64 Proc. und 2 bis 3 Loth Silber erhält.

Sämmtliche Gaar- und Verblasenschlacken werden für sich auf Schwarzkupfer verschmolzen, welches man nach dem Verblasen auf (verkäufliches) Krätzkupfer gaar macht.

Auf Okerhütte erfolgt ebenfalls die Zugutemachung der bei der Bleiarbeit auf sämmtlichen Communion-Unterharzer Hütten fallenden kupferhaltigen Produkte, worunter namentlich die Verarbeitung des aus der Bleisteinarbeit (S. 83) hervorgehenden Kupferbleisteins hervorzuheben ist. Dieser Stein, mit einem Kupfergehalte von 50 bis 60 Pfd. Kupfer und einem Silbergehalte von 2 bis 2½ Lth. im Centner, wird, nachdem er geröstet, auf Bleisteinrostschwarzkupfer verschmolzen, dieses verblasen und gemeinschaftlich mit dem Kupferrostschwarzkupfer im kleinen Heerde gaar gemacht. Man beabsich-

tigt indess dieses Bleisteinrostschwarzkupfer wegen seines hohen Silbergehaltes ebenfalls auf Vitriol zu verarbeiten.

d) Mansfelder Kupferhüttenprozess*). Das auf den dasigen Hütten zur Verschmelzung kommende Erz ist der sogenannte Kupferschiefer, ein bituminöser Mergelschiefer mit eingesprengten (silberhaltigen) Kupfererzen, Das Hangende des zwischen dem Rothliegenden und Zechstein abgelagerten Kupferschieferflötzes bilden kalkige, kupferhaltige Lagen (Noberge und Dach), das Liegende ein Sandstein (Weissliegendes), welcher z. Th. ebenfalls mit Kupfererzen imprägnirt ist und dann Sanderz genannt wird.

Nach einer älteren Analyse von Berthier besteht der rohe Schiefer aus: Kieselerde 40,0, Thonerde 10,7, Eisenoxyd 5,0, kohlensaure Kalkerde 19,5, kohlensaure Talkerde 6,5, Kali 2,0, Kupferkies 6,0, Wasser und Bitumen 10,3.

Der Kupfergehalt der Schiefer schwankt zwischen $2\frac{1}{2}$ bis 5 Proc., die Schiefer der oberen (Eislebener) Reviere enthalten $2\frac{1}{2}$ bis $3\frac{1}{2}$ Pfd. Kupfer im Centner (110 Pfd.), selten $4\frac{1}{4}$ bis 5 Pfd. und in einem Centner dieses Kupfers 18 bis 24 Loth Silber; die Schiefer der unteren (Gerbstädt-Hettstädter) Reviere enthalten $2\frac{1}{4}$ bis 5 Pfd. Kupfer und der Silbergehalt des Kupfers beträgt 16 bis 19 Loth. Die Noberge des Sangerhäuser Reviers werden bei $1\frac{3}{4}$ Pfd. und das Dach bei $1\frac{3}{8}$ bis $1\frac{3}{4}$ Pfd. Kupfer im Centner verschmolzen. Die Sanderze enthalten durchschnittlich $5\frac{1}{2}$ bis 6 Pfd. Kupfer im Centner, die unter 4 Pfd. enthaltenden werden aufbereitet.

Die Arbeiten zur Zugutemachung des Kupferschiefers bestehen im Allgemeinen in dem Brennen desselben, dem Verschmelzen der zugebrannten Schiefer in Schachtöfen auf Rohstein (Rohschmelzen), dem Concentriren oder Spuren des Letzteren im Flammofen, der Entsilberung des Spursteins durch das Ziervogel'sche Verfahren der Wasserlaugerei, dem Verschmelzen der entsilberten Rückstände auf Schwarzkupfer und Raffiniren des Letzteren. Das Verschmelzen der Schiefer sowie das Spuren mit den betreffenden Vorarbeiten geschieht auf der

*) Ann. des mines. 4. Reihe. Bd. 20. Rivot — Kupferhüttenkunde, vervollst. deutsche Bearbeitung von C. Hartmann. 1860. Berg- und Hüttenm. Ztg. 1861. Nr. 49. 50 und 51.

Sangerhauser Hütte, der Ober- und Mittelhütte bei Eisleben, der Kreuz-, Catharinen- und Eckardtshütte bei Leimbach, sowie der Silber-, Friedeburger- und Kupferkammerhütte, die Entsilberung und das Verschmelzen der entsilberten Rückstände auf Schwarzkupfer auf der Gottesbelohnunghütte bei Hettstädt, das Gaarmachen und Raffiniren des Kupfers endlich auf der Saigerhütte ebendaselbst.

Brennen der Schiefer. Um die Schiefer von Bitumen, Wasser etc. zu befreien, werden dieselben in Haufen zugebrannt. Diese Haufen haben die Gestalt einer abgestumpften Pyramide und halten 200 bis 600 Fuder (à 60 Ctr.) Schiefer. Die Herstellung eines solchen Haufens geschieht in der Weise, dass circa 8 Zoll hoch Schiefer von möglichst bituminöser Beschaffenheit unmittelbar auf die Erde gestürzt und geebnet werden. Auf diese Unterlage wird längs an der Seite hin ein Kranz von Wellholz so gelegt, dass jede Welle die nächst vorhergehende um etwa ein Drittel ihrer Länge bedeckt und dabei die stärkeren Enden der einen Welle auf die schwächern Enden oder Spitzen der andern zu liegen kommen. Hat der Haufen seiner Lage halber keinen Windzug, so legt man ausser dem Kranz noch mehrere Reihen quer durch den Haufen damit er mehr Zug bekomme und innen besser durchbrenne. Auf dieses Holz schüttet man 1 Fuss hoch bituminösen Schiefer und 4 bis 5 Zoll minder bituminösen und fährt in derselben Weise abwechselnd fort, bis der Haufen eine Höhe von 5 bis 7 Fuss erreicht hat, worauf er dann angezündet wird. Die Brennzeit dauert, je nach der Grösse des Haufens, 2—6 Monate. Die Schiefer verlieren hierbei etwa 8 Proc. an Gewicht und beträgt der Aufgang an Brennmaterial dabei 0,1 bis 0,2 Schock Wellholz pro Fuder. Das Schock Wellholz wiegt trocken 200 bis 230 Pfd.

Rohschmelzen in Schachtöfen. Die gebrannten Schichten gattirt man je nach ihrer kalkigen, thonigen oder sandigen Beschaffenheit und beschickt sie mit Flussspath (auf 1 Fuder circa 4 Ctr.), sowie Schlacken vom Roh- und Concentrationsschmelzen. Das Verschmelzen geschieht unter Anwendung von erwärmter Gebläseluft (100 bis 120° C.) und Kokes in nach Art der Brillenöfen zugemachten Schachtöfen und zwar sowohl Gross- als auch Kleinöfen. Erstere sind

Rastöfen und haben bei entsprechend grösseren Dimensionen als die der Kleinöfen sind, zwei Formen (Feuer), letztere nur eine. Bei den Grossöfen liegen beide Formen entweder in der Rückwand (Kupferkammerhütte) oder zu beiden Seiten. Die Grossöfen weichen auf den verschiedenen Hütten in ihren Dimensionen etwas unter einander ab, ihre Construction ist jedoch im Allgemeinen dieselbe. So hat z. B. ein Grossofen auf der Oberhütte bei Eisleben folgende Dimensionen. Das Gestell ist 5 Fuss hoch und hat unten über dem Sohlstein 2 Fuss 4 Zoll im Lichten im Quadrat, oben 2 Fuss 10 Zoll. Darüber beginnt der runde Theil des Schachtraums. Die Rast ist konisch, hat 2 Fuss senkrechte Höhe, ist unten 3 Fuss und oben 4 Fuss 10 Zoll weit. Der Kohlensack ist cylindrisch, 1 Fuss hoch und 4 Fuss 10 Zoll weit. Der eigentliche Schachtraum darüber ist 8 Fuss hoch und hat unten die Weite des Kohlensacks. Nach oben verengt er sich konisch und hat an der Gicht eine Weite von 3 Fuss. Die ganze Höhe des Ofens beträgt demnach 16 Fuss. Die Form befindet sich in einer Höhe von 2 Fuss 2 Zoll über dem etwas nach vorn geneigten Sohlstein in den Seitenwänden des Gestells. Bei den Kleinöfen ist der Schacht prismatisch wie das Gestell. Wegen ihrer besseren Betriebsresultate haben die Grossöfen immer mehr und mehr Eingang gefunden.

Der Gichtensatz besteht für ein Feuer (die Grossöfen nach der Zahl der Formen zu 2 Feuern gerechnet) aus circa 8 Füllkörben (à 40 bis 45 Pfd.) Schiefer und $^1/_4$ Tonne Kokes. Man bedient sich verschiedener Sorten desselben, deren Heizkraft ebenfalls verschieden ist. Auf Kreuzhütte z. B. rechnet man auf 1 Fuder Schiefer, zu welchem als Zuschläge 3 Ctr. Flussspath, sowie $4^1/_4$—$5^1/_4$ Ctr. Schlacke kommen, 5,6 Tonnen (à 7,1 Cubikfuss) Berliner Gaskokes oder 4,25 Tonnen englische oder 5,6 Tonnen Wettiner oder 4,75 Tonnen Westphälische Kokes. Bei normalem Gange verschmilzt ein Feuer per Woche 10 bis 11 Fuder Schiefer, durchschnittlich incl. der Stillstände aber nur $7^1/_2$ Fuder. Der Rohsteinfall wechselt zwischen $4^3/_4$ bis $5^1/_4$ Ctr. per Fuder. Die Gehalte des Steins an Kupfer und Silber sind auf den verschiedenen Hütten abweichend, sie gehen beim Kupfer von 23 bis 58 Proc., beim Silber von 4 bis 10 Lth. im Ctr. und darüber. Der Rohstein

hat eine krystallinische Beschaffenheit, seine Zusammensetzung erhellt aus folgenden Analysen:

| | Cu | Fe | Zn | Ni | Co | Ag | Pb | S | Si. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1) | 23,58 | 38,42 | | 5,67 | | — | — | 32,00 | — |
| 2) | 31,70 | 28,75 | 4,35 | 1,25 | | 0,16 | 0,65 | 27,80 | 1,65 |
| 3) | 48,25 | 17,35 | 2,90 | 0,80 | | 0,30 | 1,05 | 24,58 | 1,55 |
| 4) | 42,10 | 19,25 | 5,20 | 1,05 | | 0,27 | 1,50 | 25,50 | 1,15 |
| 5) | 43,62 | 23,35 | | 3,45 | | — | — | 28,70 | — |
| 6) | 52,44 | 20,49 | — | — | — | 0,13 | 0,41 | 26,44 | — |
| 7) | 47,27 | 19,69 | | 4,09 | | — | — | 26,76 | — |

1) Von Kupferkammerhütte, nach Soutzos; entsprechend der Formel $\dot{C}u + 4 (\dot{F}e, \dot{Z}n \dot{N}i)$. 2) Ebendaher, n. Heine. 3) Von der Oberhütte bei Eisleben, n. Demselben. 4) Von der Mansfelder Hütte, n. Demselben. 5) Krystallisirt, von Katharinenhütte, n. Rammelsberg, $\dot{F}e \dot{C}u$. 6) Von Sangerhäuser Hütte, n. Heine, 6 $\dot{F}e$ 7 $\dot{C}u$. 7) Krystallisirt, n. Rammelsberg, $\dot{F}e \dot{C}u$.

Die Rohschlacke ist von glasiger Beschaffenheit und verschiedentlich gefärbt. Ihre Zusammensetzung geht aus folgenden Analysen hervor.

| | Si | Al | Ca | Mg | Fe | Cu | Zn | Fl |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1) | 48,22 | 16,35 | 19,29 | 3,23 | 10,75 | 0,75 | 1,26 | — |
| 2) | 50,00 | 15,67 | 20,29 | 4,37 | 8,73 | 0,67 | 1,11 | — |
| 3) | 54,13 | 10,53 | 19,41 | 1,79 | 10,83 | 2,03 | — | — |
| 4) | 53,83 | 4,43 | 33,10 | 1,67 | 4,37 | 0,25 | — | 2,09 |
| 5) | 57,43 | 7,83 | 23,40 | 0,87 | 7,47 | 0,30 | — | 1,97 |

1) und 2) Von Kupferkammerhütte, nach Hoffmann. 3) Ebendaher, nach Ebbinghaus. 4) Von Sangerhausen, grün, glasig, bei stärkerem Flussspathzuschlag gefallen, nach Heine. 5) Desgleichen grau, porös, bimsteinartig.

Es sind sonach diese Schlacken bald Gemenge von Singulo- und Bisilikaten, bald Gemenge von diesen und Trisilikaten, rechnet man die Thonerde mit zur Säure, so geben die Analysen im Mittel Trisilikate.

Die Rohschlacke wird theils abgesetzt, theils aber auch zu Schlackensteinen geformt. Diejenige Schlacke, welche beim Abstechen mit dem Rohstein in den Heerd fliesst und von diesem eingemengt enthält, der sogenannte Schweel, kommt in den Ofen zurück.

Beim Rohschmelzen bilden sich nicht selten Eisensauen, welche nach den Untersuchungen von Heine*) Verbindungen des Eisens, Kupfers, Nickels und Kobalts mit namentlich Molybdän, sowie auch Phosphor, Schwefel und Kohlenstoff sind

Concentriren des Rohsteins. Der auf der Leimbacher-Gottesbelohnung- und Kupferkammerhütte beim Rohschmelzen erhaltene Stein, wird als der kupferärmere einer Concentration unterworfen und zu diesem Behufe geröstet. Das Rösten erfolgte früher in Stadeln, jetzt aber in Muffel-Röstöfen, welche mit Bleikammern zur Gewinnung von Schwefelsäure in Verbindung stehen. Eine Stadel fasste gegen 216 Ctr. Stein. Letzterer wurde in Stücken von Wallnussgrösse auf einer Unterlage von Kohlen und Wellholz aufgestürzt, erhielt in der Mitte der Höhe des Haufens wiederum eine Schicht Kohlen und ebenso wurde das Ganze mit Kohlen und klarem Kupferstein, der beim Zerschlagen entstand, zugedeckt. Der Haufen brannte in 2 bis 3 Wochen durch. Die nicht genug gerösteten Stücke wurden einer nochmaligen Röstung unterworfen.

Die Concentrationsarbeit erfolgt nur in Flammöfen und zwar haben diese auf den verschiedenen Hütten eine etwas abweichende Construction. Die Schmelzsohle dieser Oefen besteht aus einer bei starker Hitze festgebrannten 10zölligen Lage gröblich gepochten Quarzes, welchem vor dem Zerkleinern 5 Proc. Rohschlacke zugefügt worden sind. Diese Sohle ruht auf einer 12zölligen Sandschicht und letztere wiederum auf einer 7zölligen Lage wallnussgrosser Schlacken, unter denen die im Niveau der Hütte befindlichen Kreuzanzüchte des Ofens liegen. Der beinahe elliptische Heerd hat eine Länge von etwa 12 Fuss und eine Breite von 8 Fuss 8 Zoll. Dem Windofen gegenüber, sowie an der einen langen Seite befinden sich mit Schiebern verschliessbare Arbeitsöffnungen, an der andern langen Seite liegt über einem Wasserbassin die Abstichöffnung.

*) Journ. f. prakt. Chem. Bd. 9. S. 177.

Auf Kupferkammerhütte und Kreuzhütte befinden sich bei diesen Oefen in der Feuerbrücke, sowie in dem Bogen über derselben je vier mit Schiebern versehene Kanäle, durch welche Luft in den Ofen geführt werden kann. Die Chargen bringt man entweder mittelst eines Trichters durch das Gewölbe oder mit Löffeln durch beide Arbeitsöffnungen auf den Heerd. Auf eine Charge kommen 36 bis 40 Ctr. Rohstein, $2^1/_2$ bis 4 Ctr. Quarzsand und etwa 1 Ctr. Rohschlacke. Das Brennmaterial besteht aus einem Gemenge von nahezu gleichen Volumtheilen Riestädter Stückbraunkohle und klarer Steinkohle. In 24 Stunden setzt man durchschnittlich 3 Chargen weg. Bei Beginn der Arbeit überzeugt man sich bei der ersten Charge nach dem Schlackenziehen durch eine genommene Probe von der Beschaffenheit des Steins. Bei fahl- bis bleigrauem und nicht strahligem Bruch hat der Stein die richtige Beschaffenheit und einen Kupfergehalt von 70 bis 76 Proc; bei schwarzer Farbe und unebenem, ins Strahlige übergehendem Bruch ist der Kupfergehalt noch unter 70 Proc. Im letzteren Falle öffnet man dann die oben erwähnten Kanäle, welche durch die Feuerbrücke und das Gewölbe in den Ofen führen und verschlackt durch den hierdurch vermehrten Luftzutritt noch einen Theil des im Stein enthaltenen Eisens, bis der erforderliche Kupfergehalt erreicht ist; zu reichem Stein fügt man rohen Stein zu.

Nach dem Schlackenziehen setzt man, ohne den Stein abzustechen, eine zweite Charge ein. Zeigt nach dem Einschmelzen derselben eine genommene Probe die gehörige Beschaffenheit des Steins, so lässt man letzteren ab und zwar fliesst derselbe, um ihn in Form von Granalien zu erhalten, über eine hohle eiserne Halbkugel in Wasser.

Man bringt circa die Hälfte vom vorgelaufenen Stein, Spurstein, aus. Die Spurschlacken, welche beim Rohschmelzen wieder Verwendung finden, halten höchstens $^1/_2$ Pfd. Kupfer im Zustande von Oxydul, hingegen 10 Pfd. in Folge von mechanisch eingemengtem Kupferstein. Der concentrirte Stein sowie der reichere und reinere Rohstein gelangt zur Entsilberung durch die Ziervogel'sche Methode der Wasserlaugerei.

Verschmelzen der Extractionsrückstände auf Schwarzkupfer. Man knetet diese Rückstände mit circa 8 Proc. Thon an, fertigt aus der Masse Klösse und Batzen, die man

mehrere Tage hindurch auf hölzernen Horden in — durch die aus den Röstöfen entweichende Hitze — erwärmten Räumen und endlich auf beweglichen eisernen, 10 Fuss langen und $4\frac{1}{2}$ Fuss breiten Darren in Trockenöfen, in Quantitäten von 25 Centner für jeden Ofen, trocknet. Eine beschickte Schicht, bestehend aus 53,3 Ctr. Rückstand, 5,33 Ctr. Thon, 4 bis 5 Ctr. Quarzsand, 4 bis 5 Ctr. Schlacken und 0,5 bis 1 Ctr. gerösteten Dünnstein, wird in 18 Fuss hohen einförmigen Brillenöfen ohne Rast unter Anwendung von kalter Luft und Kokes (14 bis 15 Tonnen auf 100 Ctr. Rückstand) verschmolzen. Die Oefen haben an der Gicht einen quadratischen Querschnitt von 2 Fuss Seitenlänge, erweitern sich in einiger Entfernung über der Form auf 2 Fuss 2 Zoll hinten, 1 Fuss 7 Zoll vorn, sowie 2 Fuss 6 Zoll Tiefe und ziehen sich bei derselben Tiefe auf dem Sohlstein zusammen zu 1 Fuss 9 Zoll hinterer und 1 Fuss 2 Zoll vorderer Weite. Von obiger Beschickung, welcher bei Verarbeitung von Rückständen vom Rohsteinentsilbern noch 1 Ctr. Quarz zugeschlagen wird, erfolgen in 24 Stunden etwa $43\frac{1}{2}$ Ctr. Schwarzkupfer mit 92 bis 95 Proc. Kupfer und 14 bis 15 Grän Silber, 210 Pfd. Dünnstein mit 50 bis 60 Proc. Kupfer und 42 Ctr. Schlacke mit mindestens $\frac{1}{2}$ Proc. Kupfer.

Gaarmachen und Raffiniren des Schwarzkupfers. Das Schwarzkupfer wird entweder im kleinen Heerde gaar gemacht oder im Flammofen raffinirt. Von den Heerden sind immer je zwei zu einem Doppelheerd verbunden und beim Gaarmachen abwechselnd im Gange. Ueber den Heerden befinden sich Flugstaubkammern zur Ansammlung des Sprühkupfers (S. 173). Die Heerdgrube besteht aus einem Gemenge von 8 Volumtheilen Lehm und 1 Volumth. Holzkohlengestübbe sowie etwas gesiebten Quarzsand, hat eine Tiefe von 12 Zoll und 22 bis 23 Zoll oberen Durchmesser. Form und Düsen haben eine Neigung von $10^0$. Man setzt $6\frac{1}{2}$ bis 7 Ctr. Kupfer auf, welche in $3\frac{1}{2}$ bis 4 Stunden gaar gemacht werden. Ein Heerd liefert 80 bis 100 Rosetten, wovon die ersten 3 bis 4 Scheiben wegen ihrer Unreinheit zurückbehalten und beim nächsten Gaaren wieder zugesetzt werden. Aus 100 Ctr. Schwarzkupfer erhält man direkt 89 bis 90 Ctr. Gaarkupfer und aus dem Gaargekrätz noch 5,5. Der Kohlenverbrauch ist

beim Rückstandsschwarzkupfer circa 0,8 Tonnen pro Ctr., bei Gekrätzgaarkupfer 0,9 Tonnen.

In dem kleinen Gaarherde wird übrigens der grössere Theil der Schwarzkupferproduction gaar gemacht, der bei Weitem kleinere Theil kommt zum Raffiniren im Flammofen. Man hat hierzu zwei Oefen, von denen der eine früher mit einem Holzkohlengenerator und Gebläsevorrichtung versehen war, in neuerer Zeit ist derselbe jedoch nach Art des anderen ebenfalls in einen Zugflammofen umgebaut worden. Diese Flammöfen haben einen tiefer liegenden Rost und eine besondere Vorrichtung zur Zuführung von Verbrennungsluft, ähnlich wie diess bei den S. 106 erwähnten Freiberger Gasflammöfen der Fall ist. In dem Gebläseofen wurden gegen 90 Ctr. Schwarzkupfer eingesetzt, in den Zugflammofen kommen nur circa 76 Ctr. Je unreiner das Schwarzkupfer ist, desto langsamer lässt man das Einschmelzen vor sich gehen, nach 6 bis $7\frac{1}{2}$ Stunden ist diess geschehen, worauf das Verblasen erfolgt, während welcher Zeit fortwährend Schlacken gezogen werden. Gegen Ende dieser Periode beginnt die Entwicklung von schwefliger Säure, welche während der nun folgenden, 3 bis 4 stündigen sogenannten Bratperiode anhält; die immer dünner werdende Schlacke muss unter Zuhülfenahme von Kohlengestübbe abgezogen werden. Hat sich das Metallbad beruhigt, so schreitet man zum Dichtpolen, nachdem vorher durch $\frac{1}{2}$ bis 1 stündiges Feuer eine möglichst hohe Temperatur im Ofen erzeugt worden ist. Das Dichtpolen hat die vollständige Entfernung der vom Kupfer absorbirten schwefligen Säure zum Zweck und erfolgt durch Einschieben frischer Birkenstangen in das Metallbad, wobei von Zeit zu Zeit Schlacken gezogen werden. Ist das Steigen des Kupfers beseitigt, und zeigt eine genommene Probe beim Erstarren in der Mitte keine Erhöhung mehr, so folgt endlich nach Bedeckung des Metallbades mit Holzkohlen das Zähepolen oder die Reduction des vorher entstandenen Kupferoxyduls. Durch fortwährende Schöpfproben erkennt man den Zustand der Gaare, worauf das Kupfer möglichst rasch mittelst eiserner Kellen in eiserne Formen gegossen wird. Während des Ausgiessens müssen fortwährend Proben genommen werden, sobald sich ein Kupferoxydulgehalt zeigt, beginnt man wieder mit dem Polen. Das Ausschöpfen dauert $1\frac{1}{2}$ bis 2 Stunden,

die ganze Operation aber nahm im Gebläseofen 22 Stunden Zeit weg, während sie im Zugflammofen gegen 15 Stunden dauert. Der Aufgang an Brennmaterial pro Ctr. Raffinatkupfer beträgt circa 0,6 Tonnen, das Ausbringen 84 bis 85 Procent Raffinatkupfer direkt und 8 bis 8,5 Proc. aus dem Gekrätz. Der Silbergehalt des Mansfelder Kupfers ist durch die vervollkommnete Extractionsmethode bis auf 14 bis 15 Grän im Ctr. Kupfer herabgezogen worden.

Das sehr nickelhaltige Gaargekrätz und Gekrätzkupfer hat man in neuerer Zeit mit Vortheil auf nassem Wege und zwar durch Extraction mit Schwefelsäure zu Gute gemacht und daraus verkäuflichen Cyper- und Nickelvitriol dargestellt.

Auf sämmtlichen Rohhütten der Mansfelder Gewerkschaft wurden im Jahre 1860 1,196563 Ctr. Kupferschiefer verschmolzen und daraus bei einem Ausbringen von 8,52 Proc. 102044 Ctr. Rohstein gewonnen mit einem Kokesaufgang von 121090 Tonnen oder auf 1 Ctr. Rohstein 1186 Tonnen. Der Kupfergehalt des Rohsteins betrug auf den Eislebener Hütten 22,7—32,8 Pfd.; auf der Sangerhäuser Hütte 41,8 Pfd. (im Jahre 1859 auf den ersteren Hütten 23 bis 35 Pfd. und auf der letzteren Hütte bis 45 Pfd.) Der grösste Theil des Rohsteins (90537) wurde im Flammofen concentrirt und daraus 42944 Ctr. Spursteingranalien von durchschnittlich 62,718 Kupfergehalt pro Ctr. gewonnen und entsilbert. Aus den Rückständen der überhaupt der Entsilberung unterworfenen 47000 Ctr. Spurstein erhielt man 31508 Ctr. Schwarzkupfer und aus letzteren in kleinen Gaarheerden (incl. 126,64 Ctr. Krätzkupfer) 16122,64 Ctr. ord. Gaarkupfer, und in Flammöfen 13849,29 Ctr. Raffinatkupfer, in Summa 29971,93 Ctr.

Freiberger Kupferarbeiten. Die auf den Freiberger Hütten umgehenden Kupferarbeiten entspringen aus der weiteren Zugutemachung des bei der Bleisteinarbeit erzeugten Kupfersteins. In diesem Produkte befindet sich der Kupfergehalt fast sämmtlicher Kufererze concentrirt, denn die silberreicheren derselben werden bei der Blei- und Bleisteinarbeit (S. 92 und S. 104) mit durchgesetzt, während der grössere Theil, d. h. die kupferärmeren, von 1 bis 2 Pfd. Kupfer und 3 bis 4 Pfdth. Silber im Ctr. bei der Verschmelzung der Bleischlacken Verwendung finden. Der bei der letzteren Arbeit

ausgebrachte Rohstein enthält im Ctr. 5 bis 7 Pfd. Kupfer, circa 5 Pfd. Blei und 15 bis 18 Pfdth. Silber, wird zugebrannt und dient wie der Rohstein von der Verschmelzung der Bleischlacken als Zuschlag bei der Bleiarbeit.

Der aus der Bleisteinarbeit hervorgegangene Kupferstein unterliegt zunächst dem Spuren. Man bezweckt mit dieser Arbeit sowohl eine Anreicherung des Kupfergehaltes als auch eine wenigstens theilweise Extraction des Bleies, wovon der Stein eine nicht geringe Menge enthält, welche aber durch die folgenden Arbeiten entweder völlig oder doch zum grössern Theil verloren gehen würde. Die Spurarbeit wird über einem zweiförmigen Schachtofen (S. 97) vorgenommen und zwar in der Regel am Schluss einer Bleisteinarbeitscampagne in demselben Ofen. Der Kupferstein wird zu dem Ende gepocht und geröstet und mit veränderten Glättfrischschlacken sowie 2—3 Proc. Flussspath verschmolzen. Durchgesetzt werden in 24 Stunden 60 Ctr. Stein und ausgebracht circa 30 Ctr. Spurstein, silberreiches Werkblei und etwas Speise, welche letztere ausgehalten und den Speisearbeiten zugetheilt wird. Ausser diesen Produkten scheidet sich auch stets etwas bleiisches Kupfer aus, welches man am Ende der Campagne wieder mit Glättschlacken und etwas Kupferkies auf Kupferstein verschmilzt. Die Schlakken von der Spurarbeit und dem Verschmelzen des bleiischen Kupfers werden wie die Bleisteinschlacken im Flammofen auf Rohstein verschmolzen.

Der durch die Spurarbeit bis auf 45 bis 50 Proc. Kupfer angereicherte Spurstein kommt Behufs einer weiteren Concentration seines Kupfergehaltes zum Concentriren im Flammofen, weshalb er zunächst gepocht und zum grössern Theil geröstet wird. Der Flammofen hat dieselbe Construction wie der S. 108 u. f. abgebildete, zur Verschmelzung der Bleischlacken dienende Ofen. Die Zuschläge bei der Concentrationsarbeit bestehen in Quarz und Schwerspath oder von früheren ähnlichen Schmelzungen herrührenden Barytschlacken. Je nachdem der Kupferstein durch die Kochsalzlaugerei entsilbert oder auf Vitriol verarbeitet werden soll, ist das Verhältniss dieser Zuschläge etwas verschieden. Die erstgenannte Entsilberungsmethode bedarf namentlich eines möglichst bleiarmen Kupfersteins, während bei der Darstellung von Vitriol

ein höherer Bleigehalt (wegen Vermehrung des silberreichen Rückstandes) nur von Vortheil ist und bei der Zugutemachung des Rückstandes wieder gewonnen wird, dagegen der Eisengehalt des darzustellenden Steins auf ein Minimum gebracht werden muss.

Die Chargen oder Sätze enthalten 18 bis höchstens 25 Ctr. Stein, wovon die bei weitem grössere Hälfte geröstet ist und 10 bis 12 Ctr. Schwerspath und Quarz, wovon die Hälfte bis zwei Dritttheile auf den Quarz kommen. Zuweilen ersetzt man, wie schon erwähnt, einen Theil des Gemenges durch vorhandene Schwerspathschlacken. Bei der Darstellung des Steins für die Vitriol-Fabrikation kommt zu jedem Satz circa 0,5 Scheffel Steinkohlenkläre zur Reduction des in die Schlacke z. Th. übergegangenen Bleioxyds. In 24 Stunden können 6 bis 7 Sätze durchgeschmolzen werden. Der Concentrationsstein enthält 68 bis 75 Pfd. Kupfer, 3 bis 8 Pfd. Blei und 0,3 bis 5 Proc. Eisen. Die Schlacken sind ziemlich leichtflüssig, von schwarzer Farbe und glasglänzend, haben in Folge des beträchtlichen Baryterdegehaltes ein verhältnissmässig hohes specifisches Gewicht, lassen aber trotzdem eine sehr vollständige Absonderung des Steins zu, ihr Gehalt an Kupfer geht von 1 bis 3 Procent, sie finden z. Th. bei anderen Flamm- oder Schachtofenschmelzungen mit Verwendung. *)

Der Concentrationsstein wird entweder auf Vitriol verarbeitet, wobei Silber, Blei und eine geringe Menge Kupfer im Rückstand verbleiben, welcher bei der Bleiarbeit mit durchgesetzt wird oder man unterwirft ihn der Augustin'schen Kochsalzlaugerei und verschmilzt die erhaltenen Rückstände auf Kupfer durch die Rohkupferarbeit.

---

*) Die Anwendung des Schwerspaths zu diesen Concentrationsarbeiten gründet sich auf die leichte Zersetzbarkeit desselben im Gemenge mit Kieselerde bei Gegenwart von Schwefeleisen. Das entstandene Eisenoxydul giebt mit der Baryt- und Kieselerde eine Schlacke von sehr leichtflüssiger Beschaffenheit, während gleichzeitig gebildetes Schwefelbarium, schwefelnd auf oxydirtes Kupfer wirkt. Geht man in dem Verhältniss des gerösteten Steins zum rohen sehr weit mit ersterem, so kann man einen Theil des Schwerspaths durch Barytschlacke ersetzen, letztere wirkt dann hauptsächlich nur als Flussmittel.

Letztere erfolgt in einem Zugflammofen von der bereits beschriebenen Construction. Die Reduction des Kupferoxydes geschieht durch Zuschlag von Lech oder Kies. Die Sätze enthalten 20 bis 22 Ctr. und bestehen entweder aus 12 bis 14 Ctr. Rückstand und 6 bis 8 Ctr. Kupferlech oder aus 16 bis 18 Ctr. Rückstand und 4 bis 6 Ctr. silberleeren Schwefelkies. Pro Tag werden 6 bis 7 Sätze verschmolzen und dabei auf 100 Ctr. Schmelzmasse 96 bis 110 Ctr. Schieferkohlen verbraucht. Das Rohkupfer, welches in Sandformen abgestochen wird, enthält 94 bis 97 Proc. Kupfer und 4 bis 5 Pfdth. Silber. Die dasselbe verunreinigenden Bestandtheile sind hauptsächlich Schwefel, Blei und Eisen. Die Enstehung von Kupferlech sucht man wegen des umständlichen und kostspieligen Reinigens der mindestens 2 Ctr. schweren Kupferblöcke möglichst zu vermeiden. Die Rohkupferschlacke hat eine kirschrothe bis bräunlichrothe Farbe und ist gewöhnlich von krystallinischer Beschaffenheit. Ihr Kupfergehalt ist sehr bedeutend und geht von 30 bis zu einigen 40 Proc. Da die Schlacke ohnediess umgeschmolzen werden muss, so hat dieser beträchtliche Kupfergehalt wenig auf sich, man erreicht vielmehr dadurch den vorhin angedeuteten Vortheil, dass sich fast gar kein Lech bildet. Eine Probe dieser Schlacke von sehr krystallinischer Beschaffenheit enthielt nach Th. Richter 56,70 Ċu, 4,41 Ṗb, 15,00 Ḟe, 1,53 Ż̇n (incl. höchst geringer Mengen von Co und Mn), 15,33 S̈i, 2,60 Ä̇l, 2,93 Ċa, 1,50 Ṅa incl. Sp. von Cl und Verl. Das Umschmelzen der Schlacken liefert den zur Reduction des Rückstandes erforderlichen Lech und erfolgt sowohl während als auch am Ende der Campagne in demselben Ofen. Die Sätze sind ebenfalls 20 bis 22 Ctr. stark und bestehen aus 14 bis 16 Ctr. Schlacken, 6 Ctr. silberleeren Schwefelkies und 1 Ctr. Flussspath. Auf 100 Ctr. Schmelzmasse werden bei einem durchschnittlichen Vorlaufen von 6 Sätzen in 24 Stunden 83 bis 100 Ctr. Schieferkohlen verbraucht. Es fällt hierbei Kupferlech mit 30 bis 50 Pfd. Kupfer und 3 bis 4 Pfdth. Silber. Die Schlacken enthalten 1 bis 2 Pfd. Kupfer und 0,25 Pfdth. Silber im Ctr. und werden dem Verschmelzen der Bleisteinschlacken zugetheilt.

Das Rohkupfer wird auf dem Kupferhammer Grünthal

raffinirt, woselbst sich auch die zur weiteren Verarbeitung des raffinirten Kupfers erforderlichen Hämmer und Walzwerke befinden. Der Prozess erfolgt in einem Zugflammofen bei Braunkohlenfeuerung. Der Feuerungsraum des Ofens hat eine Länge von 3 Fuss 6 Zoll und eine Breite von 4 Fuss, der Rost liegt 2 Fuss unter der Feuerbrücke, die Höhe des Gewölbes über letzterer ist 15 Zoll. Der Heerd des Ofens besteht aus einem Gemenge von 19 Th. Quarz und 1 Th. Rohschlacke und hat eine ovale Gestalt; die Länge von der Feuerbrücke bis zu dem ihr gegenüberliegenden Schlackenloche ist 7 Fuss 9 Zoll, die grösste Breite in der Mitte 6 Fuss 2 Zoll, die Tiefe des Heerdes bei der Feuerbrücke 15 Zoll. Der Heerd ist nach dem Schlackenloche zu geneigt und hat daselbst eine Art Sumpf, in welchem sich beim Ausschöpfen des gaaren Kupfers die letzten Partieen ansammeln können. Die Entfernung des Gewölbes vom Heerde beim Schlackenloche beträgt 18 Zoll. Das Quantum Kupfer, welches jedesmal auf den Heerd gesetzt wird, beträgt 36 bis 40 Ctr. Das Einsetzen der Blöcke erfolgt durch ein Seitenthor und ist in circa 1 Stunde beendet. Nach sorgfältigem Verschlusse aller Oeffnungen des Ofens und starkem Einfeuern, ist das Kupfer in 3—4 Stunden eingeschmolzen, worauf die entstandene Schlackendecke abgezogen wird; das Kupfer geräth hierauf bald in eine kochende Bewegung, die etwa $1^1/_2$ bis 2 Stunden dauert. Während dieser Zeit, wo man ununterbrochen stark feuert, tritt die Erscheinung des Kupferregens ein, die Schlackenbildung ist in dieser Periode sehr gering, der Geruch nach schwefliger Säure aber stark wahrzunehmen. Die jetzt genommenen Proben zeigen einen porösen Zustand des Kupfers beim Erkalten, der aber nach und nach unter fortwährendem Schlackenziehen immer dichter und endlich beinahe grobkörnig wird, während die Farbe des Kupfers ganz dunkelroth geworden ist. Beim Eintritt dieser Periode, welche den hoch- oder übergaaren Zustand des Kupfers anzeigt, wird mit dem Polen begonnen und damit unter fortwährendem Probenehmen so lange fortgefahren, bis die Proben endlich den Zustand der völligen Gaare anzeigen.

Vom Einsetzen an bis zu diesem Punkte vergehen gewöhnlich 15 bis 16 Stunden. Das Kupfer wird unter steter

Beobachtung seines gaaren Zustandes schnell ausgeschöpft und in viereckige, eiserne Formen, welche mit Lehmbrühe ausgestrichen und mit Holzkohlenasche bestreut sind, gegossen. Die 2 bis 3 Ctr. schweren Stücke kommen noch rothglühend unter die Walzen und werden sofort bis zu einem Durchmeser von circa $^3/_4$ Zoll ausgewalzt.

Auf das oben angegebene Quantum von 36 bis 40 Ctr. Rohkupfer gehen gewöhnlich 26 bis 30 Kübel oder 28 bis 33 Ctr. Braunkohlen auf. Das Ausbringen an raffinirtem Kupfer beträgt 93 bis 94 Proc.

Das Verschmelzen der Raffinirschlacken geschieht über einen kleinen Krummofen unter Zusatz von etwas Fluss- und Schwerspath und mit einem Gemenge von weichen und harten Holzkohlen. Das erhaltene unreine Kupfer wird beim Raffiniren mit nachgesetzt.

### b) Verschmelzung in Flammöfen.

Der Darstellung des Kupfers im Wege des Flammofenprocesses liegen zum Theil wenigstens dieselben Principien zu Grunde, auf denen die Gewinnung durch die Schachtofenarbeit beruht. Als alleiniges Agens zur Reduction des Kupferoxyds dienen die in der Beschickung vorhandenen Sulfurete und es ist daher der Erfolg der Arbeit von dem Verhältniss der oxydirten zu den noch mit Schwefel verbundenen Metallen in den gerösteten Erzen oder Produkten abhängig. Verschiedene günstige Umstände, und zwar ganz besonders die höchst vortheilhafte Lage der Hütten und wohlfeiles Brennmaterial, haben dazu beigetragen, dass dieser Schmelzprozess seine grossartigste Entwicklung in England erhalten hat, es soll daher auch in Nachstehendem eine kurze Beschreibung des daselbst befolgten Verfahrens der Zugutemachung der Kupfererze mitgetheilt werden*)

Die in Wales übliche Methode umfasst folgende Prozesse:

1) Röstung der geschwefelten Erze.

*) Le Play, Beschreibung der Hüttenprozesse, welche in Wales zur Darstellung des Kupfers angewendet werden. Deutsch von C. Hartmann, 1851. Berg- und Hüttenm. Zeitung, 1852. S. 265. Allgemeine Berg- und Hüttenm. Zeit., 1859. Nr. 1 ff.

2) Verschmelzung der gerösteten (z. Th. auch ungerösteten) Erze auf Roh- oder Broncestein.
3) Röstung des Rohsteins.
4) Verschmelzung des gerösteten Rohsteins mit reichen Erzen oder Darstellung des gewöhnlichen weissen Concentrationssteins.
5) Schmelzung des gerösteten Rohsteins mit gerösteten Erzen von mittlerem Gehalt und Darstellung des blauen Concentrationssteins.
6) Verschmelzung der Schlacken von den Concentrationsprozessen 4, 7 und 8 oder Darstellung des weissen und rothen Steins.
7) Röstschmelzen des blauen Steins von 5 und Darstellung des weissen Extrasteins.
8) Röstschmelzen des weissen Extrasteins und Darstellung des Metallsteins.
9) Röstschmelzen des gewöhnlichen weissen Steins, des Metallsteins und der kupferhaltigen Böden oder Darstellung des Rohkupfers.
10) Raffiniren des Rohkupfers.

Der Kupfergewinnungsprozess in Flammöfen führt nicht nothwendiger Weise diese Mannigfaltigkeit der Prozesse mit sich, wie sie aus dieser Uebersicht hervorgeht, es liegt diess vielmehr in dem Umstande, dass die englischen Hütten genöthigt sind, Erze von sehr verschiedenem Vorkommen und Kupfergehalt, überhaupt von der verschiedenartigsten Beschaffenheit mit zu Gute zu machen. Da wo man sich des Flammofens zur Verschmelzung von Erzen reinerer und gleichmässigerer Beschaffenheit bedient, beschränken sich die Arbeiten nur auf die nothwendigsten, bereits oben bei der Schachtofenarbeit angedeuteten Prozesse des Röstens und Schmelzens. Es hat übrigens nicht an Verbesserungsvorschlägen zur Vereinfachung des gewiss complicirten englischen Prozesses gefehlt, eine allgemeine praktische Anwendung haben indess nur wenige dieser Vorschläge erlangen können und diese sollen bei der nachstehenden Beschreibung in der Kürze mit erwähnt werden.

1) Röstung der geschwefelten Erze. Das Rösten geschieht in Flammöfen von sehr grossen Dimensionen bei Steinkohlenfeuerung. Der Rost hat eine Länge von 0,9 Met., eine

Breite von 1,2 Met. und liegt 1,2 Met. unter der Feuerbrücke. Der Heerd von ganz ähnlicher Form wie bei dem in Fig. 18, S. 107 abgebildeten Ofen und ebenfalls mit vier Arbeitsthüren versehen, ist 5,25 Met. lang und seine grösste Breite von einer Thür bis zur andern beträgt 4,3 Met. Flamme und Gase entweichen durch zwei 3 Met. von einander liegende Füchse, welche sich oberhalb in einen Kanal vereinigen. Die Erze gelangen durch zwei im Gewölbe befindliche Oeffnungen, über denen Trichter angebracht sind, auf die Heerdsohle. Nach beendigter Röstung wird das Erz durch vier Kanäle, welche im Innern des Heerdes liegen und für gewöhnlich mit eisernen Platten bedeckt sind, in einen Raum unter dem Ofen gezogen. Das Brennmaterial besteht aus einem Gemenge von 72 Th. magerer und 28 Th. fetter Kohle, welche auf den bereits Bd. I., S. 211 beschriebenen Klinkerroste verbrannt werden. Das Gewicht einer Röstpost, welche in 12 Stunden abgeröstet wird, beträgt 3,48 Tonnen (69 Ctr.) mit einem durchschnittlichen Gehalte von 10 Proc. Kupfer, während dieser Zeit verbrennt man 420 Kilogr. von dem erwähnten Gemenge beider Steinkohlensorten. Auf einigen Hütten bedient man sich des Parkes'schen Röstofens, welcher schon Bd. I., S. 200 beschrieben wurde.

2) Verschmelzung der gerösteten Erze auf Roh- oder Broncestein. Zu dieser Arbeit gelangen ausserdem noch rohe, quarzige, kiesarme Erze mit einem Gehalte von 12 bis 20 Proc. Kupfer, in welchen das letztere z. Th. im oxydirten Zustande enthalten ist. Die Schmelzöfen haben die Bd. I., S. 205. Fig. 54 beschriebene Form. Die Zusammensetzung einer Charge kann man annehmen zu:

| | | |
|---|---|---|
| Geröstetem Erz . . . . . | 0,896 | Tonnen |
| Rohem Erz . . . . . | 0,104 | „ |
| Flussspath . . . . . | 0,051 | „ |
| Schlacken von demselben Schmelzen | 0,071 | „ |
| Unreine Schlacken von anderen Prozessen . . . . . | 0,178 | „ |
| Sa. | 1,300 | Tonnen. |

Erze und Flussspath gelangen durch die Oeffnung im Gewölbe in den Ofen, die Schlacken dagegen wirft man durch die Arbeitsthür hinein. Die Feuerung erfolgt auf ähnliche Weise

wie bei den Röstöfen, das Gemenge besteht aber hier aus 68 Theilen Anthracitkläre und 32 Theilen Steinkohlenklein. Die Schmelzung jeder Charge dauert im Mittel 4 Stunden 20 Minuten; auf 3 Chargen verbraucht man 1,677 Tonnen von dem erwähnten Gemenge. Man erhält von 100 Centn. Beschickung etwa 27,5 Ctr. Rohstein und 65 Ctr. Schlacke, ersteren mit 30 bis 33 Proc. Kupfer, eben soviel Eisen, 30 Proc. Schwefel und etwa 4 Proc. Arsen, Antimon, Nickel, Zink und Zinn, die Schlacke als ein dichtes, blasiges, schwarzes Glas mit Quarzbruchstücken und einem Kupfergehalte von 0,8 Proc., der fast nur von eingemengten Rohsteinkörnern herrührt. Die unreinsten Stücke kommen in den Ofen zurück, der grössere Theil auf die Halde. Der Rohstein wird gewöhnlich erst nach zwei Schmelzungen abgestochen, man lässt ihn in kaltes Wasser fliessen, um ihn zu granuliren oder was jetzt auch häufig geschieht, man sticht ihn in Sandbetten ab, worauf er gepocht wird*) In grösserer Masse erkaltet, zeigt der Rohstein einen dichten, körnigen, häufig aber auch blasigen Bruch, dessen Farbe eine grünlich braune Bronce ist.

4) Röstung des Roh- oder Broncesteins. Der granulirte oder auch pulverisirte Rohstein wird in Oefen, welche den zum Erzrösten dienenden fast gleich sind, bei einer allmälich gesteigerten Temperatur abgeröstet. Die Chargen haben ein Gewicht von 4,5 Tonnen und bleiben 36 Stunden im Ofen. Man verbraucht dabei etwa 1,543 Tonnen Brennmaterial (aus 77 Proc. Anthracit und 23 Proc. Steinkohlen bestehend) und erhält von 100 Th. Rohstein, 97,4 gerösteten Stein, wovon 66,6 zur Darstellung des gewöhnlichen weissen Concentrations-

*) In Bezug auf diese Zerkleinerung des Kupfersteins für die nachfolgende Röstung, welche durch Granuliren nur sehr unvollständig geschieht, durch Pochen aber sehr vertheuert wird, ist von Napier ein Vorschlag gemacht worden und auch auf einigen Hütten zur Ausführung gekommen. Derselbe besteht darin, dass man dem geschmolzenen Kupferstein Soda, Kalk und Eisen oder Kochsalz, Kalk und Steinkohlenpulver zusetzt, die Masse eine Zeit lang durcharbeitet und in Sandbetten absticht. Der Stein kommt dann in mit Wasser gefüllte Kästen, wo er alsbald durch die Auslaugung des in den Stein übergangenen und in Wasser leicht löslichen Schwefelalkali's zu Mehl zerfällt.

steins (4) und 30,8 zur Erzeugung des blauen Steins (5) gelangen.

4) Darstellung des weissen Concentrationsteins. Der geröstete Rohstein wird mit sehr reichen Kupfererzen beschickt, die fast gar kein Schwefeleisen und nur Schwefelkupfer, Kupferoxyd, Kupferoxydul und Quarz in solchem Verhältniss enthalten, dass das Schwefeleisen, welches noch im Stein befindlich, durch die Oxyde des Kupfers zersetzt wird, wodurch ein Produkt entstehen soll, welches im Zustande grösster Reinheit fast nur aus Schwefelkupfer besteht und dessen Erzeugung dieser Methode ganz eigenthümlich ist.

In der Praxis ist freilich der Erfolg nicht immer so vollständig und es hat auch die Erfahrung gezeigt, dass es besser ist, etwas Schwefeleisen im Stein und eine ziemliche Menge Schwefelkupfer in den Schlacken zu lassen und diese umzuschmelzen. Auch darf die Menge der oxydirten Erze nie so gross sein, dass eine Abscheidung von metallischem Kupfer eintritt, da dasselbe von schlechter Qualität ist, man lässt deshalb gewöhnlich 4 bis 8 Proc. Eisen im Stein und 3 bis 5 Proc. Kupfer in der Schlacke. Die Oefen sind denen für die Roharbeit fast gleich, das Brennmaterial besteht aus einem Gemenge von 74 Th. Anthracit und 26 Th. Steinkohle, in 24 Stunden verbraucht man 3,524 Tonnen davon. Der geröstete Rohstein macht über die Hälfte der Beschickung aus, ausserdem kommen noch Schlacken von der Darstellung und dem Raffiniren des Rohkupfers, Heerdmasse von verschiedenen Arbeiten und Kupferhammerschlag von den Walzwerken hinzu. Eine Charge ist im Durchschnitt zusammengesetzt aus:

| | | |
|---|---|---|
| Gerösteten Stein . . . . | 1,002 | Tonnen, |
| Reichen Erzen . . . . . | 0,435 | „ |
| Rohkupferschlacken . . . | 0,108 | „ |
| Raffinirschlacken . . . . | 0,043 | „ |
| Kupferhammerschlag . . . | 0,012 | „ |
| Heerdmasse und Ofengekrätz | 0,193 | „ |
| | 1,793 | Tonnen |

und wird in beinahe 6 Stunden verschmolzen. Man bringt zuerst den gerösteten Rohstein, die reichen Erze und den Kupferhammerschlag auf den Heerd und später die zerkleinten Heerdmassen und Schlacken. Wollte man Alles gleichzeitig

und pulverig in den Ofen bringen, so würde der Heerd stark angegriffen, die Schlacke ärmer an Eisen werden und metallisches (unreines) Kupfer sich bilden. Der bei diesem Prozess zu Anfang entstehende Stein ist an Eisen und Schwefel reicher als das Endprodukt, es findet nämlich eine allmäliche Concentration statt, indem das Schwefeleisen des Steins von dem Kupferoxydul der Schlacke zersetzt wird. Der weisse Concentrationsstein enthält 65 bis 77 Proc. Kupfer, 0,7 bis 9,0 Proc. Eisen, sowie geringe Mengen von Nickel, Kobalt, Zinn und Arsen. Man erhält bei diesem Prozess arme und reiche Schlacken, jene mit durchschnittlich 1 Proc. Kupfer kommen zur Roharbeit, diese, welche stets den reichen, fast eisenfreien Stein begleiten und im Durchschnitt 2,4 Procent Kupfer enthalten, zum Schlackenschmelzen (6).

5) Darstellung des blauen Concentrationssteins. Dieser Schmelzprozess hat viel Aehnlichkeit mit dem vorhergehenden und wird auch ganz ähnlich geführt, nur bezweckt man dabei die Erzeugung eines reineren Steins als in 4 und trifft deshalb eine sorgfältigere Auswahl unter den Erzen. Man verschmilzt in etwa 6,5 Stunden eine Charge von

| | | |
|---|---|---|
| 1,592 | Tonnen | gerösteten Rohstein, |
| 0,408 | „ | „ Erz mit 15 bis 35 Proc. Kupfer, |
| 0,185 | „ | Sand aus der Heerdsohle, |
| 0,018 | „ | Ziegelsteine. |
| 2,203 | Tonnen | |

und enthält von 100 Th. Beschickung 49,5 Th. blauen Stein mit etwa 56 Proc. Kupfer und 43,4 Th. Schlacke, welche zum Rohschmelzen kommen. Charakteristisch für diesen blauen Stein ist sein Gehalt an metallischem Kupfer, welches sich in zahlreichen kleinen Höhlungen ausgeschieden findet (s. deshalb S. 166).

6) Darstellung des weissen und rothen Steins. Diese Arbeit besteht in einem Verschmelzen der reichen Schlacke der Prozesse 4, 7 und 8, ingleichen von Walzwerksabfällen auf einen Stein, der reicher ist als der von 5. Man schlägt zu diesem Behufe sehr reine quarzige, nur kupfer- und eisensulfurethaltige Erze zu, gleichzeitig aber auch etwas Kohlenklein. Der letztere Zuschlag hat den Zweck, Ausscheidungen von Kupfer zu bewirken, von welchem erfahrungsmässig ein

grosser Theil der sonst in den Stein übergehenden Unreinigkeiten (Zinn, Nickel, Kobalt, Arsen) aufgenommen wird. Die Produkte der Arbeit sind sehr reiner weisser Stein, welcher ein Kupfer von sehr guter Beschaffenheit liefert, oder sogenannter rother Stein, welcher bei einer schwefelreichen Beschickung fällt und dem blauen Steine gleicht jedoch nur selten ausgeschiedenes Kupfer zeigt, und einen dichten Bruch und grösseren Kupfergehalt hat. Unter dem Steine befinden sich zwei getrennte Schichten, zu unterst ein sehr unreines Schwarzkupfer (Böden, bottoms) und darüber eine weisse spröde Legirung von Kupfer und Zinn (Hartmetall), welche Handelswaare ist. Die Schlacke kommt auf die Halde. Eine Charge besteht aus:

| | | |
|---|---|---|
| 1,718 | Tonnen | Schlacke der Processe 4, 7 und 8, |
| 0,166 | „ | quarzigen Kupferkies, |
| 0,116 | „ | Walzwerksabfälle, |
| 0,099 | „ | Kohle, |
| 0,096 | „ | Heerdsohle und Ziegelsteine, |
| 2,195 | Tonnen | |

und wird in etwa $5^3/_4$ Stunden verschmolzen. Von 100 Th. Beschickung fallen 5,7 Th. weisser Stein von 74 bis 75 Proc. Kupfer; 1,6 Th. rother Stein mit etwa 62 Proc. Kupfer; 0,5 Th. Hartmetall mit 66 Proc. Kupfer und 28 Proc. Zinn; 0,8 Th. Kupferböden und 90 Proc. absetzbare Schlacken.

7) Darstellung des weissen Extrasteins. Das Material zu dieser Arbeit giebt der blaue Stein von 5. Mit diesem werden zwei, in demselben Ofen unmittelbar auf einander folgende Operationen (Röstschmelzen) vorgenommen: 1) eine Röstung bei mässiger Hitze, wobei durch den Einfluss der Luft der grössere Theil der im Steine enthaltenen, die Güte des Kupfers beeinträchtigenden Stoffe, zugleich aber auch eine nicht geringe Menge Kupfer oxydirt wird und 2) eine Schmelzung bei starker Hitze, in welcher die Kieselsäure jene Oxyde aufnimmt und der in der ersten Periode unzersetzt gebliebene Stein sich concentrirt, indem sein Schwefeleisen auf das Kupferoxydul der Schlacke reagirt. Die zur Verschlackung nöthige Kieselerde liefert der dem Stein durch das Abstechen in Sandformen anhaftende Sand, sowie die Ziegelstein- und Austhonmasse des Ofens. Zwei Tonnen Stein werden in 12 Stunden ver-

schmolzen, es erfolgen davon gegen 59 Proc. weisser Extrastein mit circa 77 Proc. Kupfer; 10,3 Proc. arme Schlacken fürs Rohschmelzen und gegen 18 Proc. reiche Schlacken fürs Schlackenschmelzen (6).

8) Röstschmelzen des weissen Extrasteins oder Darstellung des Metallsteins (Regule). Diese Arbeit ist gewissermaassen eine Fortsetzung der vorigen und kommen zum weissen Extrastein noch der weisse und rothe Stein von 6 hinzu, welche indess kaum $^1/_5$ des Ganzen ausmachen. Der Prozess zerfällt ebenfalls in das eigentliche Rösten und langsame Einschmelzen des Steins bei Luftzutritt, sowie die Concentration des Steins durch eine Einwirkung desselben auf die kupferoxydulreiche Schlacke. Bei dem beträchtlichen Gehalte der letzteren an Kupferoxydul ist eine Abscheidung von Kupfer (Boden)*) nicht zu vermeiden, wird aber auch nicht ungern gesehen, da der Stein dadurch, wie schon erwähnt, reiner wird. Das Schmelzen geht hier rascher und die Dauer jeder Charge ist nur $3^3/_4$ St., wovon auf die erste Periode etwa $2^1/_4$ St. kommen. Eine Charge besteht im Durchschnitt aus 1,482 Tonnen, worin sich etwa 5 Proc. Heerd, Ziegelsteine und Thon als Zuschlag befinden. 100 Th. Beschickung liefern 64 Th. Concentrationsstein mit 81 Proc. Kupfer, gegen 10 Proc. Kupferböden mit 92 bis 93 Proc. Kupfer und 11 bis 12 Proc. Schlacke mit 11 Proc. Kupfer für's Schlackenschmelzen.

9) Darstellung des Rohkupfers. Der Zweck dieses Prozesses ist, den Schwefel, welcher bis jetzt als Agens der Concentration für das Kupfer benutzt wurde, als schweflige

---

*) In diesen Kupferböden concentrirt sich bei gold- und silberhaltigen Kupfererzen ein beträchtlicher Theil dieser Metalle. Es ist deshalb von Vivian, Herrmann und Morgan (Berg- und hüttenm. Zeitg. 1857. S. 180. Dingler's Journ. Bd. 143, S. 437,) ein Verfahren zur Zugutemachung des Produkts auf diese beiden Metalle angegeben worden. Die Blöcke werden geschmolzen, granulirt und in einem Röstofen vollständig oxydirt, hierauf mit einem schwefelhaltigen Material beschickt und auf Rohkupfer verschmolzen. Die hierbei entstehenden Metallböden werden nun wiederholt dem Prozesse des Granulirens, Oxydirens, Reducirens etc. unterworfen bis Gold und Silber in einem solchen Verhältniss im Kupfer enthalten sind, dass sie nach einer der bekannten Methoden mit Vortheil abgeschieden werden können.

Säure zu entfernen, Arsen zu verflüchtigen, Eisen aber und die übrigen fremden Metalle zu oxydiren und zu verschlacken, indem einerseits die Luft auf die schmelzende Masse wirkt und sodann das in grossem Ueberschuss entstandene oxydirte Kupfer auf die noch unzersetzten Theile reagirt, die Abscheidung von Metall bewirkend. Die Produkte sind ein Rohkupfer, welches reiner als die meisten Schwarzkupfer des Continents ist und eine kupferreiche zur 4. Arbeit kommende Schlacke. Damit aber diese Wechselwirkung zwischen dem oxydirten und geschwefelten Metall vollständig erfolgt, theilt man die ganze Arbeit in 4 Abschnitte von beinahe gleicher Dauer. Der erste umfasst das eigentliche Rösten mit Bildung von schwefliger Säure und Oxyden, die beiden folgenden sind im Wesentlichen der Reaction des oxydirten Kupfers auf die noch nicht zersetzten Sulfurete gewidmet; im vierten Abschnitt wird diese Reaction vollendet und die gegenseitige Abscheidung bewirkt, einestheils des metallischen Kupfers, welches sich auf der Heerdsohle sammelt, anderntheils der entstandenen Oxyde, welche mit der Kieselerde verbunden, sich als Schlacke absondern. Im Verlauf der Arbeit fügt man von Zeit zu Zeit sehr reiche, oxydirte und geschwefelte Kupfererze hinzu. Die Schmelzöfen für diese Arbeit sind den übrigen sehr ähnlich. Die Dauer der Verarbeitung einer Charge beträgt 24 Stunden. Das Rohkupfer lässt man in Sandformen fliessen. Eine Charge wiegt 2,75 bis 3,75 Tonnen und enthält weissen Stein von 4, Metallstein von 8 und Böden von 6 und 8, sowie etwas reiches Erz, als Zuschlag Sand, Ziegelsteine und Thon. Das Rohkupfer bildet ziemlich dünne Kuchen und hat eine blasige Struktur (blistered copper), es enthält 97 bis 99 Proc. Kupfer und ausserdem geringe Mengen von Eisen, Nickel, Kobalt, Zinn, Arsen und Schwefel. Die Schlacken enthalten 17 bis 20 Proc. Kupfer z. Th. als Oxydul z. Th. als Metall und kommen zum Schmelzen des weissen Concentrationssteins.

10) Raffiniren des Rohkupfers. Die Raffiniröfen sind von derselben Einrichtung und nur etwas kleineren Dimensionen als die Schmelzöfen. Das Gewicht einer Charge, zu deren Verarbeitung circa 24 Stunden erforderlich sind, beträgt 5 bis 6 Tonnen. Es erfolgen davon gegen 91 Proc. Raffinatkupfer und 5 bis 6 Proc. Gaarschlacken. Man unterscheidet sechs

Sorten Raffinatkupfer, von denen das best selected copper aus den Schlacken, Concentrationsstein und dem Metallstein der Extraarbeit oben an stehen und von ausserordentlicher Reinheit sind. Von geringerer Qualität sind das tough copper und tile copper. Die Raffinirschlacke ist porös und von dunkelrother Farbe und enthält Bruchstücke von thonigen Substanzen, die sich von den Ofenwänden ab- und theilweise in der Schlacke aufgelösst haben. Ihre mittlere Zusammensetzung ist nach Le Play 47,4 Proc. Kieselerde, 36,2 Proc. Kupferoxydul, 3,1 Proc. Eisenoxydul, 0,6 Proc. Nickel, Mangan- und Zinnoxydul, 3,2 Proc. Thonerde, Kalkerde und Talkerde, 9 Proc. Kupfer in Körnern.

Die Kupferproduktion Englands aus einheimischen und fremden Erzen beträgt jährlich gegen 600000 Ctr.

### B. Verschmelzung oxydirter Erze.

Die Zugutemachung oxydirter Kupfererze auf trocknem Wege besteht in einem reducirenden Schmelzen derselben, welches sowohl in Flammöfen als auch in Schachtöfen ausgeführt werden kann. Nicht unbeträchtliche Mengen dieser Erze werden bei der Verschmelzung der geschwefelten Verbindungen mit verarbeitet, da entweder jene sehr häufig die letztern, obwohl gewöhnlich nur untergeordnet, begleiten und dann nicht erst einer Trennung unterliegen oder wenn sie in grösseren Mengen für sich gewonnen werden, als willkommene Zuschläge beim Schmelzprozess dienen. Da übrigens mit den oxydirten Erzen an den meisten Orten kiesige Erze zusammen vorkommen oder doch die Mehrzahl der Hütten, welche auf die Verschmelzung oxydirter Erze angewiesen sind, kiesige Zuschläge zu erlangen suchen, so ist auch dann gewöhnlich das Verfahren dem bereits beschriebenen in vieler Beziehung ähnlich.

Als Beispiel eines hierher gehörigen, mit besonderen Schwierigkeiten verbundenen Prozesses möge in Nachstehendem die Beschreibung der Zugutemachung armer oxydirter Erze zu Perm im Ural*) folgen.

*) Rivot — Handbuch der theor. prakt. Hüttenk. Deutsch bearb. von Hartmann. 1860. Bd. 1, S. 54

Man gewinnt am westlichen Ural an vielen Punkten Sandstein in dem Kupfererz und zwar Malachit, Lasur, Verbindungen des Kupferoxyds mit Kieselsäure und Vanadinsäure, ged. Kupfer und Kupferkies eingesprengt und zwar mit einem eisenhaltigen Letten zusammen vorkommen. Der Kupfergehalt der Erze beträgt $1\frac{1}{2}$ bis 5 Proc., im Durchschnitt 3 Proc. Die Verschmelzung geschieht unter Zuschlag von Dolomit und Schlacken von der eigenen Arbeit in sehr hohen einförmigen Oefen, die nach Art der Sumpföfen zugemacht sind, bei Anwendung von Holzkohlen. Die Oefen haben, wie die Eisenhohöfen, einen Kohlensack, nur ist bei ihnen die Brustwand eben und senkrecht. Die Weite an der Gichtöffnung beträgt 0,65 Met. und 0,63 Met., im Kohlensack 1,35 und 1,3 Met., in der Formebene 0,6 und 0,8 Met. Die Höhe des Schachts von der Form bis zum Kohlensack 1,6 Met., von hier bis zur Gicht 3,4 Met. Als Zuschläge und Flussmittel wendet man 30 Proc. Dolomit und 20 bis 25 Proc. Schlacken vom Prozess selbst an, ausserdem werden noch Gaarschlacken und kupferhaltiges Gekrätz vom Gaarmachen mit verarbeitet. Die Produkte der Schmelzung sind Schwarzkupfer, Rohstein und Schlacke. Das Schwarzkupfer hält höchstens 90 Proc. Kupfer, ausserdem hauptsächlich Eisen und Kohlenstoff, und sammelt sich im untersten Theile des Stichheerds an, wird mit Kellen ausgeschöpft und in eiserne Formen gegossen. Das Roheisen, welches sich darüber lagert, enthält eine verschiedene Kupfermenge, welche, wenn der Ofen in gutem Gange ist und beide Metalle so flüssig sind, dass sie sich gut von einander trennen können, 3 Proc. nicht übersteigt, dagegen ist der Kupfergehalt gegen Ende der Campagne sehr bedeutend; es wird mit Wasser besprengt und in Scheiben abgehoben, die sogleich mittelst eines Hammers zerschlagen werden. Der Theil der Schlacke, welche mit in den Stichheerd gelangt, enthält stets Granalien und wird deshalb wieder mit verschmolzen, dagegen sind die Schlacken, welche für gewöhnlich abfliessen, von grosser Reinheit und enthalten nur 0,3 Proc. Kupfer. Von 1 Tonne Erz erhält man 0,032 Ton. Kupfer und 0,024 Ton. kupferhaltiges Roheisen. Die Dauer einer Campagne beträgt 7 bis 8 Wochen.

Das Roheisen hält so viel Kupfer, dass es vortheilhaft ist, durch eine zweite Schmelzung beide Metalle von einander

abzuscheiden. Das in Stücken zerschlagene Roheisen wird deshalb mit Holzkohlen in einem Kupoloofen von 2 Met. Höhe gebracht und dort eingeschmolzen. Hat man eine Tonne eingetragen und niedergeschmolzen, so giebt man neue Kohlen auf und lässt die Metalle eine Stunde lang im ruhigen Fluss. Die Abscheidung erfolgt dann besser und man lässt nach und nach das Schwarzkupfer in einen Sumpf von Gestübbe, das Roheisen aber in Pfannen laufen. Zum Umschmelzen einer Tonne kupferhaltigen Roheisens sind 24 Stunden Zeit und 500 Kilogr. Kohlen erforderlich. Das hierbei gewonnene Schwarzkupfer ist sehr eisenhaltig und enthält nicht mehr als 80 Proc. Kupfer. Das Roheisen hält noch etwas Kupfer zurück, ist aber zum Guss von Gegenständen verwendbar, welche keine grosse Festigkeit zu haben brauchen.

Das Gaarmachen des Schwarzkupfers wird im grossen Gaarherd ausgeführt. Die Heerdsohle desselben ist elliptisch und die lange Axe der Länge des Feuerraums parallel. An dem einen Ende der langen Axe befinden sich 2 Formen, an dem andern die Arbeitsthür. Gegenüber dem Feuerraum sind zwei Oeffnungen zum Abstechen des Gaarkupfers, vor denen sich 3 Stichherde befinden. Ueber diesen Abstichsöffnungen ist auch das Flammenloch. Das Gewölbe des Ofens ist in der Mitte 1,4 Met. hoch und hat daselbst eine kreisrunde Oeffnung von 0,68 Met. Durchmesser, welche durch eine mit eisernen Bändern zusammengehaltene Ziegelsteinhaube geschlossen werden kann. An der Seite des Gewölbes gegenüber dem Feuerraum ist noch eine für gewöhnlich verschlossene Oeffnung angebracht, welche dazu dient, beim Abstich des Kupfers die Flamme und den Rauch abzuführen. Man kann in einen dergleichen Ofen bis 3200 Kilogr. Schwarzkupfer einsetzen; diese Quantität wird während 6 Stunden unter Zutritt von Wind langsam eingeschmolzen, hierauf aber der Wind weggenommen und 400 Kilogr. quarzig kiesiges Erz durch die Arbeitsthür eingetragen und mit dem Kupfer vermengt. Die Gangarten verschlacken die während des Schmelzens erzeugten Oxyde, das Schwefeleisen aber und das sich bildende Schwefelkupfer wirken auf das freie oder schon mit Kieselerde verbundene Kupferoxydul zersetzend ein. Dieser Zuschlag vermindert daher den beim Gaarmachen auf die gewöhnliche Weise nicht

zu vermeidenden Kupferverlust sehr wesentlich. Nachdem man die entstandene Schlacke drei Stunden im Ofen gelassen, welche Zeit erfahrungsmässig zur Vollendung der Reaction erforderlich ist, zieht man sie durch die Arbeitsthür heraus. Das Kupfer enthält noch etwas Eisen und eine nicht unbeträchtliche Menge an Schwefel und wird deshalb durch Zutretenlassen von Gebläsewind vollends gereinigt. Das entstandene Kupferoxydul reagirt auf das Schwefelkupfer, wodurch das schon früher erwähnte Aufkochen entsteht. Es sind zu dieser letzten Periode des Gaarmachens bis zum Abstechen 5 bis 6 Stunden erforderlich. Aus dem Stichherde wird das Kupfer mit Kellen ausgeschöpft und in eiserne Formen gegossen. Das Gaarkupfer wird im kleinen Heerde hammergaar gemacht und zwar in Quantitäten von 370 Kilogr., wozu 3 bis 4 Stunden erforderlich sind.

### C. Verschmelzung des gediegenen Kupfers.

In der Hütte zu Detroit*) in Nordamerika wird gediegenes Kupfer von dem bekannten Vorkommen am Obersee sowohl in grossen Stücken als auch in Gestalt von verschiedenen Produkten der Aufbereitung in Flammöfen zu Gute gemacht. Die grösseren Stücke sind niemals frei von erdigen Bestandtheilen in ihren Vertiefungen, reiner sind die unter den Pochstempeln gesammelten kleineren Stücke, die gewaschenen Erze aber führen stets eine ziemliche Menge von Gangarten, wie Chlorit, Kalkspath, Quarz, Epidot, deren Gemenge aber leichtflüssig ist, diese Schliche werden für sich verarbeitet. Die angewendeten englischen Flammöfen haben in der Mitte des Gewölbes eine 1 Met. weite Oeffnung, durch welche die grossen, zuweilen bis 3 Tonnen wiegenden Stücke Kupfer mittelst eines Krahns auf den Heerd gebracht werden können. Diese Oeffnung ist für gewöhnlich durch eine bewegliche Haube, ähnlich wie bei den Treibeheerden, verschlossen. Eine Charge umfasst 4 bis 5 Tonnen, zu deren Einschmelzung je nach der Grösse der Stücke 14 bis 16 Stunden erforderlich sind. In der erhaltenen Schlacke, welche nach dieser Zeit abgezogen wird,

*) Rivot, Kupferhüttenkunde, vervollständigte deutsche Bearbeitung von C. Hartmann. 1860.

sind 3 bis 4 Proc. Kupfer als Oxydul und 3 bis 6 Proc. in Körnern. Man lässt hierauf zu dem Kupfer, welches während des reducirenden Einschmelzens Kohlenstoff aufgenommen hat, so lange Luft treten, bis sich eine hinreichende Menge Oxydul erzeugt hat, welches den Kohlenstoff schnell oxydirt. Durch Polen mit grünen Holzstangen wird endlich das Kupfer von seinem Oxydulgehalt vollständig befreit und sodann in Formen gegossen. Die Dauer der Verarbeitung einer Charge ist 24 Stunden, man verbraucht dabei $2\frac{1}{2}$ Tonnen Steinkohlen und erhält 3 bis 3,5 Tonnen raffinirtes Kupfer. Die kleinen Stücke halten etwas länger auf. Setzgraupen und Schlieche werden in Chargen von 3 Tonnen verschmolzen, die Schlacken gezogen, eine neue Charge eingebracht, diese ebenfalls eingeschmolzen, von den Schlacken befreit und das Kupfer von beiden Chargen raffinirt. Man erhält etwa 50 Proc.

Die Schlacken von sämmtlichen Schmelzungen werden mit Anthracit in einem Kupoloofen umgeschmolzen, wobei absetzbare Schlacken und eisenhaltiges Schwarzkupfer erfolgen, welches raffinirt wird.

## II. Zugutemachung der Kupfererze (incl. Kupferhüttenprodukte) auf nassem Wege.

Zur Gewinnung des Kupfers auf nassem Wege benutzt man theils die bereits fertig gebildet vorkommenden Lösungen (Cementwässer) desselben, theils stellt man sich Auflösungen künstlich dar, indem man durch Oxydation geschwefelter Verbindungen Vitriol erzeugt und diesen mit Wasser extrahirt oder Säuren im flüssigen oder gasförmigen Zustande auf oxydirte, oder geröstete geschwefelte Verbindungen einwirken lässt und das entstandene, im Wasser lösliche Kupfersalz auslaugt.

Die natürlich vorkommenden Wässer, aus denen man das Kupfer zu gewinnen sucht und ebenso diejenigen, welche man sich durch Auslaugen gerösteter kiesiger Erze darstellt, enthalten dieses Metall stets als schwefelsaures Salz in Lösung. Die Ausfällung des Kupfers erfolgt dann am häufigsten durch metallisches Eisen und zwar Schmiedeeisen oder Gusseisen, über welches man die Solution fliessen lässt. Das gewonnene Cementkupfer ist indess niemals von solcher Reinheit, dass

es ohne Weiteres auf reines Kupfer verschmolzen werden könnte, vielmehr bildet sich während des Cementationsprozesses mehr oder weniger basisches Eisensalz, welches sich mit dem Kupfer zugleich absetzt und dasselbe nicht unbeträchtlich verunreinigt, so dass es in den meisten Fällen beim Verschmelzen geschwefelter Erze und Produkte mit zugeschlagen oder doch mindestens erst Schwarzkupfer daraus dargestellt werden muss. In neuerer Zeit hat man in Norwegen mit gutem Erfolg durch wohlfeil erzeugtes Schwefelwasserstoffgas im Grossen das Kupfer aus derartigen Lösungen als Schwefelkupfer gefällt, letzteres wird nach dem Trocknen zur Abscheidung des überschüssigen Schwefels einer Destillation unterworfen, der Rückstand aber auf Stein verschmolzen.

Die billige Darstellung oder Erlangung von Schwefel- oder Salzsäure hat jetzt an verschiedenen Orten dahin geführt, aus armen oxydirten Erzen und verschiedenartigen Hüttenprodukten das Kupfer mit grösserem Vortheil zu gewinnen als im Wege des Schmelzprozesses. Derartige Erze lassen sich durch mechanische Aufbereitung nicht anreichern, eine Verschlackung der Gangarten kann aber unter Umständen einen so kostspieligen Schmelzprozess veranlassen, dass eine Verwerthung des Erzes dann unmöglich wird. Freilich ist die Benutzung der Säuren hierbei an gewisse Bedingungen geknüpft, unter denen die schon erwähnte billige Beschaffung sowie auch die Abwesenheit solcher Bestandtheile in grösserer Menge, welche gleichzeitig mit dem Kupferoxyd von der Säure leicht angegriffen und aufgelöst werden, oben an stehen. Man bedient sich auch wohl in solchen Fällen der schwefligsauren Dämpfe, welche beim Rösten von Schwefelverbindungen entwickelt werden und die man durch das zerkleinte und angefeuchtete Erz strömen lässt. Die oben angedeutete Anwendung von Säure bei der Zugutemachung kupfriger Hüttenprodukte hat besonders auf den Hütten Eingang gefunden, wo in Folge gewisser Bestandtheile (Arsen, Antimon, Blei) der verarbeiteten Erze im Laufe des Schmelzprozesses Produkte entstehen, deren Zugutemachung auf trockenem Wege schwierig und mit grossen Kosten und Verlusten verknüpft sein würde. Man extrahirt dann das Kupfer aus diesen nach Befinden vorher gerösteten Produkten mittelst Säure, jene nachtheiligen Bestandtheile aber verflüchtigen sich

entweder bei der Röstung oder verbleiben bei der Lösung im Rückstande und werden so für den weiteren Kupfergewinnungsprozess unschädlich gemacht.

Die Zersetzung der auf diese Weise aus Erzen oder Produkten enthaltenen Kupferlösungen erfolgt auf verschiedene Art. Verdünntere schwefelsaure Solutionen werden durch Eisen oder Schwefelwasserstoff zerlegt, concentrirtere dergleichen versiedet man am häufigsten auf Vitriol, salzsaure Lösungen zersetzt man ebenfalls durch Eisen oder scheidet das Kupfer durch Kalk ab.

### Gewinnung von Cementkupfer aus Grubenwässern.

Die natürlich vorkommenden Cementwässer liefern an einigen Orten, namentlich wo grössere Massen kupferhaltiger, leicht verwitterbarer Eisenkiese vorkommen und durch älteren Bergbau aufgeschlossen sind, das Material zu einer nicht unbeträchtlichen Kupfererzeugung. Durch künstliche Bewässerung der von früherher vorhandenen Halden und Abbaue sucht man dann häufig diese Cementwässer zu vermehren und anzureichern.

Als Beispiel möge hier die Gewinnung von Cementkupfer zu Schmöllnitz*) in Ungarn Erwähnung finden. Die dort unterirdisch gebildeten Cementwässer werden durch Pumpen zu Tage gehoben und gelangen mit den über Tage erzeugten Cementwässern nach den Vorrichtungen zur Kupferfällung. Diese bestehen aus 12 Fuss langen, 12 Zoll breiten und 10 Zoll tiefen, mit einander verbundenen und cascadenförmig unter einander liegenden Lutten, sowie Stehlutten, in welche die Wässer zuletzt fallen. In sämmtlichen Lutten ist das Fälleisen regelmässig (gitterartig) aufgeschichtet. Man bedient sich des grauen Roheisens, da bei Anwendung von weissem die Fällung sehr langsam und unvollständig vor sich geht. Auch Stabeisen in Form von Drehspähnen und Abschnitzeln benutzt man zuweilen, wenn die Wässer plötzlich stark kupferhaltig werden oder zufällig das Eisen von ausgeschiedenem Kupfer und Eisensalzen so eingehüllt wird, dass der Contakt zwischen demselben und den Wässern aufgehoben und man

*) Oestr. Zeitschr. für B. und H. 1860. Nr. 33 u. f. 1861, Nr. 5 u. f.

Gefahr läuft, dass nicht völlig entkupfertes Cementwasser in die Fluth gelangt. Durch die verschiedenen Fällluttensysteme, in welchen sich circa 20000 Ctr. Eisen befinden, fliessen in 24 Stunden über 63000 Cubikfuss Wasser mit einem Gehalt von 0,2 Lth. bis 0,8 Lth., im Durchschnitt 0,5 Lth. Der öfters von den Eisenstäben abgekehrte Cementkupferschliech wird nach der Herausnahme durch kupferne Rätter mit zwei Linien grossen Oeffnungen gewaschen, in Kästen gesammelt und zur Hütte geliefert, er enthält zwischen 12 und 80 Proc. Kupfer, im Durchschnitt 56,8 Proc. Vor dem Ausguss in die wilde Fluth passiren die entkupferten Wässer grosse Bassins, damit die noch darin suspendirten Stoffe sich absetzen können. Es ist dies zumeist ockriges Eisensalz, welches auf diese Weise gewonnen und als Farbe verkauft wird. Die jährliche Cementkupfererzeugung in Schmöllnitz kann auf 2500 Ctr. Gaarkupfer veranschlagt werden.

### Verarbeitung oxydirter Erze.

Das häufige Zusammenvorkommen armer oxydirter Kupfererze mit solchen Substanzen, welche sich ebenfalls sehr leicht mit Säuren verbinden, wie z. B. die kohlensauren Verbindungen der Kalkerde, Talkerde, des Eisenoxyduls etc. etc. ist Ursache gewesen, dass die Anwendung der Säureextraction bis jetzt auf nur wenige Fälle beschränkt geblieben ist. Es hat deshalb nicht an Vorschlägen und Versuchen gefehlt, das Kupfer in diesen Erzen sowohl durch mechanische Absonderung zu concentriren (Oestr. Zeitschr. für B. und H. 1860. Nr. 5. — Polyt. Centralbl. 1862. Lief. 5) als auch durch Anwendung anderer Lösungsmittel als Säuren zu gewinnen. So ist von Stromeyer (Bergwerksfr. Bd. 22. Nr. 30) die Anwendung einer Lösung von unterschwefligsaurem Natron mit schwefligsaurem Natron für solche malachit- und lasurhaltige Erze vorgeschlagen worden, welche viel kohlensauren Kalk enthalten, auf welche Beimengung das genannte Lösungsmittel nicht wirkt. Das Kupfer wird aus der erhaltenen Lösung durch Schwefelnatrium als Schwefelkupfer gefällt und auf bekannte Weise zu Gute gemacht. Bischoff*) ist bei Versuchen mit dieser Methode

*) Oestr. Zeitschr. 1860. Nr. 5.

auf praktische Schwierigkeiten gestossen hat andere a. a. Orte jedoch nicht näher angegebene Extractionsmittel aufgefunden. Schaffner*) wendet eine Lösung von Eisenchlorür an, mit welcher das Erz angefeuchtet an der Luft einige Zeit liegen bleibt, die kohlensauren Verbindungen des Kupfers verwandeln sich zum grössten Theil in in Wasser lösliches Kupferchlorid. Das Erz wird hierauf vorsichtig geröstet, damit nur die entstandenen basischen Eisensalze ihr Hydratwasser und den grössten Theil ihrer Säure verlieren und dadurch in verdünnter Salzsäure sehr schwer löslich werden, wobei aber andererseits die Erhitzung nicht so weit getrieben werden darf, dass auch das Kupferchlorid sich unter Entwicklung von Chlordämpfen in in Wasser unlösliches Kupferchlorür umwandelt. Das Erz wird endlich mit Wasser, dem ein wenig Salzsäure zugesetzt ist, ausgelaugt, das Kupferchlorid aber durch Eisen zersetzt. Die Cementationslauge kann wieder als Chlorürungsmittel verwendet werden.

Beispiele. Auf der Grube Virneberg**) in der Nähe von Linz a. Rh. werden oxydirte Erze mit quarziger Gangart aus den alten Halden der Grube, sowie vom Ausgehenden des Ganges mit Hülfe von Salzsäure extrahirt. Die Erze kommen ohne alle Vorbereitung in Quantitäten von 50 bis 60 Ctr. in länglich viereckige Kästen mit doppeltem Boden. In jeden mit Erz gefüllten Kasten gelangt zunächst eine halb gesättigte Lösung aus einem anderen Kasten, so dass das Erz damit bedeckt ist. Nachdem die Flüssigkeit 24 Stunden gewirkt hat, lässt man sie in einen Kasten auf einer untern Sohle laufen, von wo aus sie wieder auf das Erz zurückgepumpt wird. Diese Arbeit wird noch dreimal wiederholt. Die Säure in der Flüssigkeit ist jetzt gesättigt und man lässt die Lösung in die Cementationskästen, in denen sich entweder auf dem Boden oder in Körben aus Weidenruthen, die in die Flüssigkeit eingehängt werden, Eisen in Form von Blechabschnitzeln befindet. Das Kupfer wird unter Bildung von Eisenchlorür ausgefällt. Das Erz ist jedoch noch nicht kupferfrei und man

*) Berg- und hüttenm. Ztg. 1862. Nr. 20.

**) Rev. univers. Bd. IV. p. 158 u. 433. Berggeist 1858. Nr. 45 ff. Allgem. Berg- und Hütten-Ztg. 1859. Nr. 8 ff.

füllt daher den Kasten mit frischer verdünnter Säure von $1\frac{1}{2}^{0}$ B. an, lässt die Solution ab und pumpt sie ebenfalls dreimal auf das Erz zurück. Letzteres ist jetzt als vollständig ausgelaugt anzusehen, da das 0,1 Proc. Kupfer, welches sich noch darin befindet, dem Vorhandensein von in schwachen Säuren unlöslichem phosphorsauren Kupferoxyd zugeschrieben werden muss. Die Lösung, welche noch freie Säure enthält, kommt, wie bereits erwähnt, auf einen Kasten frisches Erz zurück. Das ausgelaugte Erz wird mit Wasser gewaschen, letzteres aber einer Cementation für sich unterworfen. Auf 100 Th. Cementkupfer (mit durchschnittlich 50 Proc. Gaarkupfer) rechnet man einen Verbrauch von 72 Th. Eisen und 443 Th. Salzsäure von $20^{0}$ B. Die Mutterlauge von der Cementation, welche beträchtlich viel Eisenchlorür enthält, überlässt man einige Zeit sich selbst, es scheidet sich ein Präcipitat von basischem Eisenchlorid ab, während ein Gemisch von Eisenchlorür und Eisenchlorid in Lösung bleibt. Diese Flüssigkeit benutzt man wiederum zum Auslaugen der Erze und zur Verdünnung der reinen Säure (das darin enthaltene Eisenchlorid zersetzt das Kupfererz unter Bildung von Kohlensäure, Eisenoxydhydrat und Chlorkupfer).

Auf der zu demselben Werke gehörigen Grube St. Josephsberg werden arme oxydirte Erze durch die sauern Mutterlaugen von der Krystallisation des Eisenvitriols verarbeitet, welchen man bei der Zugutemachung geschwefelter Erze erhält. Die Erze kommen in ähnliche Kästen wie bei der vorher beschriebenen Arbeit und werden ebenfalls zunächst mit einer nur zum Theil gesättigten Lösung von derselben Arbeit aus einem andern Kasten in Berührung gebracht. Die nach kurzer Zeit gesättigte Lösung aber wird abgelassen und durch frische Mutterlauge ersetzt. Die Fällung des Kupfers erfolgt ebenfalls durch Blechschnitzel. Auf 100 Pfd. Cementkupfer mit 50 Proc. reinem Kupfer sind 93,3 Proc. Eisen erforderlich.

### Verarbeitung von geschwefelten Erzen und Hüttenprodukten.

Die geschwefelten Verbindungen müssen, ehe man sie der Einwirkung von Lösungsmitteln aussetzen kann, einer

Röstung unterworfen werden. Derselbe schon oben erwähnte Umstand, welcher eine derartige Zugutemachung oxydirter Erze häufig erschwert, kann auch bei den geschwefelten Erzen die Anwendbarkeit des nassen Weges in Frage stellen. Für solche Erze, welche, wie diess wohl zuweilen der Fall, mit Spatheisenstein zusammen brechen, wo eine mechanische Aufbereitung äusserst schwierig ist, empfiehlt Mühlers*) die Anwendung einer neutralen Lösung von Eisenchlorid, nachdem das im Erz enthaltene Kupfer vorher in den metallischen Zustand übergeführt worden ist; es wird dies durch einen anfänglich oxydirend, zuletzt aber reducirend geführten Röstprozess erreicht. Das in Lösung gegangene Kupferchlorid wird durch Eisen ausgefällt, die erhaltene Flüssigkeit aber dient von Neuem als Lösungsmittel, nachdem sie einige Zeit der Luft ausgesetzt gewesen ist.

Beispiele für die Verarbeitung von Erzen. Zu Rio tinto**) im südl. Spanien, ist eine zwischen Thonschiefer und Porphyr stockartig auftretende kupferhaltige Schwefelkieslagerstätte der Gegenstand einer bedeutenden Kupfererzeugung. Der Gehalt der geförderten Erze an Kupfer ist äusserst variabel und kommt im Durchschnitt auf etwa 4 bis 5 Proc. Die Röstung erfolgt in pyramidalen Haufen unter freiem Himmel, das geröstete Erz nebst den Vitriolen aus der Grube kommt in mit doppeltem Boden versehene Auflösungsgefässe. Diese sind entweder ganz aus Mauerwerk hergestellt und dann im Innern mit einer Masse, bestehend aus zersetztem fetten Thonschiefer und Pech überzogen, welche von der Lauge nicht angegriffen wird, oder erhalten im Innern ein Futter von Bretern, welche man mit Werg calfatert und dann ganz mit Pech überzieht. Der 0,75 Met. hoch aufgestürzten Masse wird reines Wasser zugeführt, welches etwa 24 Stunden damit in Berührung bleibt. Nach dem Abzapfen lässt man das Erz einige Tage stehen, dann aber wieder reines Wasser zufliessen. Dieses abwechselnde Zuführen und Abzapfen des reinen Wassers und der Lauge wird so oft — häufig 8 bis 10 Mal — wieder-

*) Ueber drei Methoden von Verhüttung armer Kupfererze, v. Gurlt, Berggeist 1860. Nr. 3 ff.

**) Berg- und hüttenm. Zeitg. 1861. Nr. 30.

holt, bis man sich überzeugt hat, dass alle löslichen Salze entfernt sind. Die Rückstände werden weggestürzt, man sucht indess durch Zuführung von Wasser noch kupferhaltige Lauge daraus zu gewinnen. Die Lauge aus den Reservoirs gelangt zunächst in Klärungssümpfe, dann aber in die Cementationssümpfe, in denen Roheisen liegt. In Folge der starken Verunreinigung der Lauge durch Eisenoxydsalze gehen auf 1 Th. Kupfer gegen 3 Th. Eisen auf. Das Cementkupfer wird in Form von Bällen gebracht, getrocknet und in einem schachtförmigen Röstofen mit eisernem Rost geröstet. Man bezweckt hierdurch eine Zersetzung der im Kupferniederschlag befindlichen schwefelsauren Eisensalze, sowie auch eine Verflüchtigung von Arsen und Antimon, welche ebenfalls darin enthalten sind, und hat den Vortheil, dass man beim Einschmelzen der zusammengesinterten Cementkupfertheilchen auf offenem Heerde weniger Verlust erleidet. Das Gaarkupfer wird im Flammofen bei Holzfeuerung gaar gemacht.

Die Production von Rio tinto ist jetzt auf beinahe 20000 Ctr. Gaarkupfer jährlich gestiegen.

Prozess zu Foldalen in Norwegen. Zu Foldalen findet sich als eine bis 10 Lachter mächtige Lagerstätte im Thonglimmerschiefer kupferhaltiger Schwefelkies von sehr variirendem Gehalt. In früherer Zeit wurden die kupferkiesreicheren Partien mit durchschnittlich 2,5 Proc. Kupfer dem Kernrösten (S. 159) unterworfen, die kupferreicheren Kerne verschmolzen, die oxydische Rinde aber sammt dem von der Scheidung übriggebliebenen ärmeren Kies weggestürzt. Auf diese Weise sind im Laufe der Zeit grosse Halden entstanden, welche sich allmählich vitriolisiren und beim Durchlaufen von Wasser Cementwässer geben. Auch werden rohe Kiese mit 0,5 bis 1,5 Proc. Kupfer in Haufen geröstet und dann der Luft ausgesetzt. Aus diesen Lösungen nun von etwa 9° B. Dicht. und 12 bis 15 Pfd. Kupfer in 100 Cubikfuss, wird das Kupfer nach einer zuerst von Sinding*) angegebenen Methode durch Schwefelwasserstoffgas ausgefällt. Letzteres wird dadurch erzeugt, dass in einem Gasgenerator aus einem beliebigen, am besten aber unverkohlten Brennmaterial brennbare Gase erzeugt und diese

*) Berggeist 1860. Nr. 3 ff. Berg- u. hüttenm. Ztg. 1862. Nr. 15.

bei unvollkommenen Luftzutritt in einen mit Schwefelkies gefüllten Ofen geleitet werden. Bei dem beschränkten Luftzutritt verbrennt wegen seiner grösseren Verwandschaft zum Sauerstoff zuerst das Kohlenoxydgas, während das Kohlenwasserstoffgas in Berührung mit den aus dem Schwefelkies entwickelten Schwefeldämpfen unter Abscheidung von Kohle Schwefelwasserstoff giebt. Das Gas gelangt durch mehrere Kanäle nach dem Fällungsapparat. Derselbe besteht aus einem System von Kammern, auf denen sich Kästen mit Löchern für die Lauge befinden, welche auf diese Weise als Regen in die Kammern fällt und so mit den Schwefelwasserstoffgas vielfach in Berührung kommt. Die behandelte Lauge muss, nachdem das Schwefelkupfer sich abgesetzt hat, mehrmals wieder zurückgepumpt werden, bis alles Kupfer ausgefällt ist. Das Schwefelkupfer wird abfiltrirt und weiter zu Gute gemacht, es enthält 20 bis 40 Proc. Kupfer und ist durch Schwefel und Kohle verunreinigt. Den kupferhaltigen Kies aus dem Kiesofen — alle 24 Stunden wird derselbe gezogen — überlässt man der Einwirkung der Luft, wodurch derselbe bei seiner leichten Oxydirbarkeit in kurzer Zeit ein sehr geeignetes Material zur Gewinnung des Kupfers abgiebt.

In neuerer Zeit hat man ebenfalls in Norwegen*) aus den eisenoxydreichen Krusten der Kerne vom Kernerzrösten durch Einwirkung reducirender Gase auf dieselben, schwammförmiges Eisen dargestellt und dasselbe zur Fällung der etwas erwärmten kupferhaltigen Lösung benutzt.

Prozess auf der Sternhütte bei Linz**). Der mittlere Gehalt der daselbst verarbeiteten armen geschwefelten Erze beträgt 2 bis $2\frac{1}{2}$ Proc. Kupfer. Die Erze unterliegen zunächst einer Röstung in Schachtöfen, deren innerer Raum die Form zweier, mit ihren Basen an einander liegenden abgestumpften Kegel hat. In der Mitte der Höhe münden fünf Luftzuführungskanäle von 6 Quadr.-Zoll Querschnitt in den Ofen ein, vom oberen Theile des Schachtes führt ein Kanal die gasförmigen Produkte nach einer Esse, die Gicht ist geschlossen. Der Ofen wird mit abwechselnden Schichten von

*) Berg- und hüttenm. Zeitung. 1862. S. 24.

**) Rev. univers. Bd. IV. p. 158. Berggeist 1858. Nr. 45 ff.

Erz und Brennmaterial gefüllt, auf 100 Th. geröstetes Erz gehen etwas über 8 Th. magere Steinkohlen auf. Die gerösteten Erze werden zwischen Walzen zerkleint und in grossen Behältern mit einem Gemisch von schwefliger Säure und Wasserdampf behandelt. Die schweflige Säure erhält man beim Rösten von Zinkblende, welches in den Rhodius'schen Gefässöfen geschieht. Ein solcher Ofen besteht aus einem System von 6 neben einander befindlichen Reihen, jede zu 9 unmittelbar über einander liegenden Muffeln, so dass der Deckel einer unteren Muffel den Boden einer oberen abgiebt. Die Muffeln haben eine Tiefe von 8 Fuss 8 Zoll, Breite von 15 Zoll und Höhe von $3^3/_4$ Zoll. Die Feuerung erfolgt auf 7 Rosten, von denen die Flamme durch den Raum zwischen zwei Muffelreihen emporstreicht und oberhalb der Muffeln noch einen Dampfkessel erhitzt. In jede Muffel kommen 51 Pfd. Blende, welche 12 Stunden darin bleiben, jeder Muffel wird Gebläsewind durch eine 1 Zoll weite Düse zugeführt und alle 2 Stunden wird durch ein Schauloch in der Muffelthür die Blende durchrührt. Die entstandene schweflige Säure entweicht auf der Rückseite jeder Muffel durch eine länglich viereckige Oeffnung in einen gemeinschaftlichen Kanal, in welchen sie sich mit dem erzeugten Wasserdampf mengt und geht von da in die Säuerungskästen. Dies sind ausgemauerte Becken mit einem Rost von Basaltsäulen, auf welchem die Erze, die gröberen Stücke nach unten, gestürzt werden; die Dämpfe vertheilen sich unter dem Rost und bilden beim Durchdringen des Erzes schwefelsaure Salze, die theilweise in Lösung unter den doppelten Boden des Bassins fallen. Nach 8 bis 9 Tagen wird das Erz ausgelaugt und zwar zunächst mit schwacher Lauge aus einem anderen Bassin, hierauf mit saurer Lauge von der Kupfercementation und endlich mit reinem Wasser. Man lässt jetzt die Dämpfe wieder 8 Tage auf das Erz wirken, laugt abermals aus und bewirkt nach einer neuen Säuerungswoche die letzte Auslaugung, so dass der Prozess etwa 3 Wochen Zeit erfordert. Die Lösung wird mittelst Schmiede- und Roheisen zersetzt. Man verbraucht dabei 98,4 Proc. Eisen vom Cementkupfer und da dieses etwa 50 Proc. reines Gaarkupfer enthält, etwa 19,68 Proc. vom Gaarkupfer. Das Cementkupfer wird in Schachtöfen

auf Schwarzkupfer verschmolzen und dieses im kleinen Heerde gaar gemacht.

Verfahren von Bechi und Haupt.*) Dasselbe ist unter andern auf dem Hüttenwerk zu Capanno - Vechie in Toskana in Anwendung und zwar ist das behandelte Erz Kupferkies, welcher sich mit sehr wenig Blende und Schwefelkies im Quarz eingesprengt befindet. Der Kupfergehalt der Masse beträgt $1^3/_4$ bis höchstens 2 Proc. Das Erz wird in Quantitäten von 200 bis 250 Tonnen in Haufen zugebrannt, hauptsächlich um die nachfolgende Zerkleinerung zu erleichtern, welche durch Pochen und Mahlen erfolgt, hierauf aber im Flammofen in Quantitäten von 40 bis 50 Ctr. geröstet. Nach $2^1/_2$ bis 3 stündiger Feuerung werden bei etwas gesunkener Temperatur des Ofens 2 bis 8 Proc. Kochsalz unter das Erz gerührt und die Röstung noch 10 bis 12 Minuten lang fortgesetzt, worauf die Chlorürung beendigt ist und das Röstgut aus dem Ofen kommt.

Das Erz wird hierauf mit Wasser ausgelaugt und nur zuletzt Wasser, welches mit Schwefelsäure angesäuert, zu Hülfe genommen um die ungelöst gebliebenen Oxydtheilchen aufzulösen. Das Kupfer wird aus der Flüssigkeit durch Kalkmilch, nach Befinden auch durch Holzaschenlauge gefällt, der Niederschlag aber, der circa 24 Proc. Kupfer enthält, nach dem Trocknen über einem Krummofen auf Stein (dessen Bildung in Folge des Gypsgehaltes des Niederschlages erfolgt) und dieser nach dem Rösten auf Schwarzkupfer, welches im kleinen Heerde gaar gemacht wird, verschmolzen.

Berücksichtigt man das Verhalten des Kochsalzes zu Schwefelmetallen sowie zu freien und schwefelsauren Oxyden beim Rösten (Plattn. Röstprozesse S. 278), so dürfte die Annahme nicht ungerechtfertigt sein, dass bei dem in Rede stehenden Röstprozesse nach der der Chlorürung vorausgehenden kurzen Röstung der grössere Theil der Schwefelmetalle und besonders des Schwefelkupfers sich noch in diesem Zustande in der Beschickung findet. Diese Verbindungen ändern

*) Rev. univers. Bd. II. p. 219. Polyt. Journ. Bd. 147. S. 101. Bullet. d. la Soc. de l'Industr. min. III. 2, 291. Berg- und hüttenm. Ztg. 1858. S. 89. 325.

sich mit Kochsalz gemengt und bei Zutritt von atmosphärischer Luft geglüht mehr oder weniger vollständig in Chlormetalle um und zwar auf die Weise, dass sich zunächst schweflige Säure bildet, die sich durch Contact mit der Luft in Schwefelsäure verwandelt, letztere aber auf das Kochsalz einwirkt und das frei gemachte Chlor die noch unveränderten Schwefelmetalltheile in Chlormetalle umändert.

Verarbeitung von Hüttenprodukten. Auf den Freiberger Hütten wird aus einem Theile des producirten Kupfersteins wie schon S. 105 erwähnt wurde, Kupfervitriol dargestellt. Der 70 und einige Proc. Kupfer und höchstens 0,5 Proc. Eisen enthaltende Concentrationsstein wird zu diesem Behufe gepocht und geröstet. Die Röstung zerfällt in ein Vor- und Gutrösten. Beim Vorrösten befinden sich 8 Ctr. Stein während 12 Stunden im Ofen, der Stein wird dann gemahlen und dem Gutrösten in Posten von ebenfalls 8 Centnern 4 Stunden lang unterworfen. Die Auflösung des gut gerösteten Steins erfolgt mittelst Kammersäure in bleiernen Gefässen von 3 Fuss 8 Zoll Höhe und 3 Fuss Durchmesser auf folgende Weise. 4 Ctr. Kammersäure von 48 bis 50° B. mit der gleichen Menge Wasser oder Mutterlauge verdünnt, werden in dem Auflösungsgefäss durch Einleiten vom Dampf zum Kochen gebracht, hierauf aber 2 Ctr. gerösteter Kupferstein unter beständigem Umrühren in kleinen Portionen in die Flüssigkeit eingetragen. Bei ununterbrochenem Umrühren lässt man das Ganze 4 Stunden lang kochen und setzt zur Auflösung der sich ausscheidenden wasserfreien schwefelsauren Salze von Zeit zu Zeit etwas Wasser oder Mutterlauge zu, jedoch nur so viel, dass sich die Dichtheit der Lauge immer zwischen 40 und 42° B. hält. Nach erfolgter Sättigung der Säure wird mit Kochen aufgehört und die Flüssigkeit eine Stunde lang in Ruhe stehen gelassen, damit der fein vertheilte, silberreiche Rückstand sich absetzen und die Lauge sich klären kann. Ist letzteres erfolgt, so wird die Lauge zur weiteren Klärung noch in besondere Klärbottige mittelst bleierner Heber gehoben und von hier nach kurzer Zeit in die Krystallisationskästen abgelassen.

Der im Fass bleibende schlammige Rückstand wird mit Wasser ausgesüsst und durch einen Ablasshahn in den Rückstandssumpf gespült, von Zeit zu Zeit ausgeschlagen, getrocknet und der Bleiarbeit übergeben. Es bleiben davon durchschnittlich 20 Proc. vom Kupferstein mit einem Gehalte von circa 15 Proc. Kupfer, 30 Proc. Blei und 195 Pfdthl. Silber.

Den auskrystallisirten Kupfervitriol, welcher wegen der bedeutenden Concentration der Lauge in seinen Krystallformen etwas unansehnlich ist und leicht noch geringe Mengen mit in die Lauge übergegangenen Silberschlamm enthält, betrachtet man als Rohvitriol und lösst ihn nochmals in bleiernen Gefässen entweder in Wasser oder in Mutterlauge auf. Die nunmehr erhaltene Lauge giebt verkäuflichen Cypervitriol. Die vom Auskrystallisiren des Rohvitriols gewonnene Mutterlauge von 25° B. und saurer Beschaffenheit wird zur Verdünnung der Kammersäure beim Auflösen des Kupfersteins verwendet, bis sie sich in Folge ihres zunehmenden Eisengehaltes hierzu nicht mehr eignet, sie wird dann nach erfolgtem Eindampfen und nochmaligem Auskrystallisiren von Rohvitriol zur Gewinnung des noch in ihr enthaltenen Kupfers entweder durch Eisen zersetzt oder zum Ablöschen gerösteter Erze verwendet. Die vom Krystallisiren des Cypervitriols resultirenden Mutterlaugen werden, so lange sie noch äusserst wenig Eisen halten wiederum zum Auflösen des Rohvitriols benutzt, hierauf aber entweder zur Verdünnung der Säure beim Auflösen des Kupfersteins gebraucht oder so oft eingedampft und dem Krystallisiren überlassen, bis sie mit der abgesetzten Rohlauge zum Ablöschen gerösteter Erze verwendet werden können. Der beim Krystallisiren der eingedampften Cypervitriolmutterlauge gewonnene Vitriol giebt z. Th. noch Cypervitriol, grösstentheils aber wird das Produkt mit dem Rohvitriol zusammen nochmals umkrystallisirt.

Sämmtlicher Cypervitriol wird gewaschen und durch Luftheizung getrocknet, er steht den besten Sorten des Handels in keiner Weise nach.

Vom vorgelaufenen Kupfer werden im Cypervitriol gegen 86 Proc., im Rückstande aber etwa 8,5 Proc. angesammelt. Das übrige findet sich zum grösseren Theil in der eisenhaltigen

Mutterlauge und nur ein geringer Theil (2 bis 2,5 Proc.) ist als Verlust anzusehen.

Zu Okerhütte am Communion-Unterharze*) hat man in neuerer Zeit das beim Kupferschmelzen (S. 184) in Folge der Unreinheit der Erze sich ausscheidende, verhältnissmässig silberreiche, speiseartige Schwarzkupfer (Königskupfer) sowie auch andere ähnliche Produkte, anstatt dieselben in den Schmelzprozess zurückzugeben, mit Vortheil auf Kupfervitriol verarbeitet. Das Verfahren gründet sich darauf, dass Kupfer bei Zutritt von atmosphärischer Luft in heisser verdünnter Schwefelsäure sich löst; das im Kupfer enthaltene Silber bleibt dabei fast gänzlich im Rückstande.

Das der Vitriolfabrikation zu unterwerfende Kupfer wird verblasen und gränulirt, hierauf aber in mit doppeltem Boden versehene und mit Blei ausgeschlagene Fässer gebracht. Auf den zweiten Boden des Fasses kommen zuerst 4 Zoll hoch gröbere, darüber aber 2 Fuss 4 Zoll hoch feinere Granalien, ein Gefäss fasst etwa 35 Ctr. davon. Man leitet auf die Granalien heisse verdünnte Schwefelsäure in feinen Strahlen, welche durch das dem Luftzutritt ausgesetzte Kupfer hindurchsickert und Vitriol erzeugt. Die Lösung fliesst gemeinschaftlich mit dem schlammigen, Silber und Gold enthaltenden Rückstand in ein mit Blei ausgeschlagenes Gerinne von 190 Fuss Länge, wobei sich die Lauge abkühlt und Vitriol und Schlamm absetzt. Die saure Lauge wird empor gehoben, um aufs Neue zum Auslaugen von Kupfer benutzt zu werden, der ausgeschiedene Vitriol aber gewaschen und aufgelöst. Nach erfolgter Klärung der Lösung wird letztere in ein Krystallisationsgefäss abgelassen, die Mutterlauge aber wieder zum Lösen von Vitriol verwendet, sollte dieselbe indess zu sauer werden, so gelangt sie wieder zum Lösen von Kupfer. Der erhaltene Vitriol ist von grosser Reinheit; der unlösliche Rückstand besteht im Wesentlichen aus schwefelsaurem und arsensaurem Bleioxyd und Kalkerde, metall. Kupfer und goldhaltigem Silber und enthält im trockenen Zustande durchschnittlich 3 Proc. güldisches Silber, 6 Proc. Kupfer und

*) Berg- und hüttenm. Ztg. 1859. Nr. 19. — Kerl, Rammelsberger Hüttenprozesse. 1861.

30 Proc. Blei. Derselbe wird mit Glätte zu Kugeln geformt und mit Zuschlag von Glätte und Schlacken auf Werkblei verfrischt.

Anwendung des Kupfers. Die vorzüglichen Eigenschaften des Kupfers machen dasselbe nächst dem Eisen zu dem nützlichsten Metall. Für sich findet dasselbe nur im gehämmerten oder gewalzten Zustande Anwendung, da es geschmolzen, beim Erkalten leicht blasig wird. Zu Gusswaaren verwendet man seine Legirungen mit Zink und Zinn, welche die erwähnte nachtheilige Eigenschaft nicht zeigen und überdiess härter und weniger leicht oxydirbar sind. Die Legirung mit Zink, welche das gewöhnliche Messing liefert, besteht im Allgemeinen aus 71,5 Kupfer und 28,5 Zink ($Zn^2 Cu^5$), die rothgelbe Legirung, das Rothmessing (Tomback) aus 84,5 Kupfer und 15,5 Zink ($Zn Cu^5$). Die in dem Messing häufig sich findenden geringen Mengen von Zinn und Blei sind theils absichtlich zugesetzt worden, theils in dem angewendeten Kupfer enthalten gewesen. Das schmiedbare Messing ist zusammengesetzt aus 60 Kupfer und 40 Zink, das Aichmetall aus 60,2 Kupfer, 38,1 Zink, 1,6 Eisen. Unter die Legirungen des Kupfers mit Zinn ist zunächst das Kanonen- und Glockenmetall zu rechnen. Zu dem ersteren dienen Legirungen, welche 9 bis 10 Proc. Zinn enthalten, bei Glockenmetall steigt dieser Gehalt bis zu 20 und 25 p. C. Die älteste Bronce bestand ebenfalls aus Kupfer und Zinn mit 75 bis 90 Proc. Kupfergehalt und darüber, später sind hierzu Blei und Zink gekommen. Die neuere Statuenbronce ist eine Legirung von Kupfer mit Zink und Zinn, auch wohl mit Zusatz von Blei in wechselnden Verhältnissen, fast immer aber mindestens eben soviel oder noch mehr Kupfer enthaltend, als das oben erwähnte Rothmessing Einen Hauptbestandtheil endlich in Verbindung mit Zink und Nickel bildet das Kupfer im Neusilber und ähnlichen Legirungen. Beim Neusilber schwankt der Kupfergehalt meist innerhalb 52 bis 63 Proc., der Zinkgehalt zwischen 20 und 31 Proc., der Nickelgehalt zwischen 6 und 22 Proc. Unter den Salzen des Kupfers ist das wichtigste der Vitriol, indem er als Basis für die Darstellung der meisten oxydirten Kupferverbindungen dient und in der Galvanoplastik, Färberei, Kattundruckerei etc. Anwendung findet.

Mit anderen Säuren (Kohlensäure, arseniger Säure) bildet das Kupferoxyd die vielfach benutzten Kupferfarben: Braunschweiger-, Bremer-, Schweinfurter Grün, Mineralblau etc.

---

# Silber.

Eigenschaften. Silber ist das weisseste Metall, aus serordentlich streck- und dehnbar, härter als Gold, weicher als Kupfer und zeigt einen hakigen Bruch. Es krystallisirt in Gestalten des regelmässigen Systems. Das spec. Gewicht des geschmolzenen Silbers ist nach Karsten 10,4282, nach Matthiessen bei 13,2° C. 10,468; durch Pressen und Walzen wird dasselbe erhöht. Sein Schmelzpunkt liegt bei circa 1020° C. Im geschmolzenen Zustande absorbirt es aus der Luft Sauerstoffgas, welches besonders beim raschen Erstarren lebhaft wieder entweicht und das Phänomen des Spratzens hervorbringt. Eine Beimischung unedler Metalle oder eine Decke von Kohlenstaub verhindern diese Erscheinung. Wird Silber über seinen Schmelzpunkt bei Zutritt von Luft erhitzt, so verflüchtigt und oxydirt sich dasselbe etwas. Am leichtesten löst es sich in nicht zu concentrirter Salpetersäure, schwieriger und nur in der Hitze, jedoch ebenfalls vollständig, in concentrirter Schwefelsäure. Von Chlorwasserstoffsäure wird es so gut wie gar nicht angegriffen.

### Von den Silbererzen und dem Probiren derselben.

Erze. Das Silber findet man in der Natur nicht selten metallisch für sich als gediegenes Silber, weit weniger häufig in Verbindung mit anderen Metallen (Wismuth, Quecksilber, Antimon, Tellur) und mit Selen. Von grösserem Interesse sind für den Hüttenmann die Verbindungen des Silbers mit Schwefel und anderen Schwefelmetallen, weil sie diejenigen Erze liefern, aus denen der bei weitem grösste Theil dieses Metalls dargestellt wird. Es sind diess ganz besonders folgende:

Silberglanz (Glaserz), Ag mit 87,1 Proc. Ag.

Melanglanz (Sprödglaserz), $\dot{Ag}_5 \dddot{Sb}$ mit 68,49 Proc. Ag zuweilen geringe Mengen von Fe, Cu und As enthaltend.

Eugenglanz (Polybasit), $(\dot{Ag}\ \dot{Cu})^9\ (\dddot{Sb}\ \dddot{As})$ mit 64,3 bis 72,4 Proc. Ag und 10 bis 3 Proc. Cu.

Rothgültigerz und zwar a) lichtes, $\dot{Ag}^3\ \dddot{As}$ mit 65,4 Proc. Ag und b) dunkles, $\dot{Ag}^3\ \dddot{Sb}$ mit 59,9 Proc. Ag.

Miargyrit $\dot{Ag}\ \dddot{Sb}$ mit 36,9 Proc. Ag.

Weissgültigerz, dunkles und lichtes, jenes von Freiberg und Wolfach, $(\dot{Cu}, \dot{Fe}, \dot{Zn}, \dot{Ag})^4\ \dddot{Sb}$ mit 18 bis 31,8 Proc. Ag und 26—15 Proc. Cu; dieses von Freiberg $(\dot{Fe}, \dot{Zn}, \dot{Pb}, \dot{Ag})^4\ \dddot{Sb}$ mit 5,7 Proc. Ag, 38 Proc. Pb und Spuren von Cu.

Silberkupferglanz $\dot{Cu} + \dot{Ag}$ mit 53,0 Proc. Ag und 31,2 Proc. Cu. Kommt an manchen Orten mit Kupferglanz gemengt vor, so dass der Silbergehalt wohl bis 2,9 Proc. fällt und der Kupfergehalt bis 75,5 Proc. steigt $(\dot{Ag} + 9\ \dot{Cu})$.

Nicht unwichtig sind auch die Verbindungen mit Chlor und Brom und zwar besonders folgende:

Chlorsilber (Silberhornerz) Ag Cl mit 75,2 Proc. Ag, sowie die isomorphen Mischungen von Chlorsilber und Bromsilber, z. B. Embolith 2 Ag Br + 3 Ag Cl mit 66,9 Proc. Ag; Megabromit 5 Ag Br + 4 Ag Cl mit 64,2 Proc. Ag; Mikrobromit Ag Br + 3 Ag Cl mit 69,8 Proc. Ag.

Die im Vorstehenden aufgeführten eigentlichen Silbererze sind indess im reinen Zustande nur selten der Gegenstand metallurgischer Prozesse, bei Weitem häufiger finden sie sich in erdigen oder metallischen Substanzen vertheilt. Unter den übrigen Metallen sind es besonders Blei und Kupfer mit denen das Silber vielfach in Erzen zusammengetroffen wird und es ist dann gewöhnlich die Benutzung derselben zugleich auch auf die Gewinnung dieser Metalle gerichtet, ja die Darstellung des Silbers erscheint sogar nicht selten nur als ein Nebenzweck bei der Verarbeitung solcher Erze.

Probirverfahren. Die Bestimmung des Silbergehaltes der Erze (und ebenso der verschiedenen Schmelzprodukte) er-

folgt auf den Hüttenwerken fast durchgängig nur mit Hülfe des trocknen Weges und derselbe bietet auch in den meisten Fällen das einzige Mittel dar, diesen Gehalt mit Genauigkeit zu bestimmen. Die Probe auf nassem Wege kommt höchstens bei der Untersuchung sehr reicher Erze oder des ausgebrachten Silbers (Brand-, Raffinat-, Amalgamirsilber etc.) in Anwendung.

Das Verfahren auf trocknem Wege besteht im Allgemeinen in einem Zusammenschmelzen (Ansieden) der Probesubstanz mit Blei und der darauf folgenden Abscheidung des letzteren vom aufgenommenen Silber, durch ein oxydirendes Schmelzen (Abtreiben). 1 Probirctr. Erz wird mit der sechs- bis zwanzigfachen Menge Probirblei und einer geringen Menge Borax in einem Probirscherben, den Fig. 28 im Durchschnitt zeigt, beschickt, und in einem Muffelofen bei starker Hitze rasch eingeschmolzen. Die Menge des Bleizusatzes richtet sich nach der Beschaffenheit des Erzes, Bleiglanz, sowie Dürrerze mit viel erdigen Bestandtheilen, bedürfen der geringsten Menge an Blei, die Schwefelverbindungen des Eisens und Zinks verlangen einen grösseren Zusatz, der endlich bei kupfer-, nickel- und kobalthaltigen Erzen das Maximum erreicht. Das Erz wird mit der einen Hälfte des Probirbleis im Scherben gemengt, während die andere Hälfte mit dem Borax als Decke dient. Das entstehende Bleioxyd zersetzt die vorhandenen Schwefel-, Antimon- und Arsenverbindungen und verschlackt zugleich mit dem Borax die erdigen und nicht flüchtigen fremden metallischen Bestandtheile, während das Silber mit dem überschüssigen Blei sich vereinigt.

Fig. 28.

Dem raschen Einschmelzen läss man ein etwa 10 bis 15 Minuten dauerndes oxydirendes Schmelzen folgen und giesst endlich die durch stärkere Hitze wieder in dünnen Fluss gebrachte Probe auf ein Blech mit Vertiefungen aus. Das von der Schlacke befreite Blei kommt auf eine bereits in einer rothglühenden Muffel befindliche Kapelle von der Form, wie Fig. 29 im senkrechten Durchschnitt zeigt und aus einer porösen, feuerfesten Masse (Mergel, ausgelaugte Holzasche, Knochenasche) hergestellt, wird hier schnell eingeschmolzen und

Fig. 29.

bei möglichst niederer Temperatur im Schmelzen (Treiben) erhalten, bis endlich bei verstärkter Hitze der Blick erfolgt.

Bei sehr reichen Substanzen nimmt man nur $^1/_4$ bis $^1/_2$ Probirctr., bei sehr armen dagegen wiegt man sich die Probe soweit vervielfacht ab, als man glaubt ein auswägbares Silberkorn zu erhalten. Die einzelnen Proben behandelt man in der beschriebenen Weise, concentrirt die erhaltenen Bleikönige durch wiederholtes Verschlacken zu einem einzigen Regulus und treibt diesen endlich auf der Kapelle ab.

Sämmtliche Silbererze können nach dem mitgetheilten Verfahren auf Silber probirt werden. Die vorgeschlagene Anwendung von Bleioxyd (Glätte oder Bleizucker) anstatt des metallischen Bleies in Verbindung mit Reductions- und Flussmitteln, macht mindestens die Probe umständlicher, ohne dass eine grössere Genauigkeit, als durch obiges Verfahren erzielt wird. Die Benutzung der bei der Probe auf Blei S. 46 aus Bleierzen erhaltenen Könige zur Bestimmung des Silbergehaltes des Erzes, durch Abtreiben derselben, ist höchstens bei bleireichen und zugleich silberarmen Erzen anwendbar.

Auch bei der Probe auf Silber bietet das Löthrohr ein vorzügliches Hülfsmittel dar, um in kurzer Zeit und ohne Anwendung eines grösseren Probirapparates den Silbergehalt einer Substanz hinreichend genau zu ermitteln.*) 0,1 Grm. (1 Löthrohrprobirctr.) Probirgut wird mit derselben Menge Boraxglas und einer nach dem Kupfer- oder Nickelgehalte der Probe sich richtenden Menge feingesiebten Probirbleies, welche desshalb von 5 bis 15 Ctr. geht, gemengt, in ein Cylinderchen von Sodapapier gepackt und in einer etwas ausgeweiteten Vertiefung auf Kohle mittelst einer gut reducirend wirkenden Flamme eingeschmolzen, bis Schlacke oder das mit den erdigen, sowie nicht reducirbaren metallischen Theilen verbundene Boraxglas und Blei in Kugelform neben einander liegen und die Schlacke sich frei von Bleikörnern zeigt. Während des Einschmelzens ist ganz besonders darauf zu sehen, dass die Schlacke fortwährend von der Flamme bedeckt ist. Nach beendigtem Einschmelzen müssen, wenn, wie diess am häufigsten der Fall ist, Schwefel,

*) Plattner, Löthrohrprobirkunst, 3. Aufl. S. 526.

Arsen und Antimon vorhanden sind, von denen ein Theil in das Blei mit übergegangen ist, diese Stoffe durch ein oxydirendes Behandeln des Bleikornes verflüchtigt werden, bis dasselbe durch eine lebhafte Bewegung seine Reinheit verräth und (mit Ausnahme kupferhaltiger Proben) nach dem Erkalten eine bleigraue Farbe zeigt. Das Abtreiben des Bleikornes erfolgt auf einer Unterlage von Knochenasche, welche zu diesem Behufe in eine eiserne Form (Kapelleneisen) mittelst eines eisernen Stempels geschlagen worden ist. Die Operation muss indess in zwei Theile getheilt werden, in das Haupttreiben, bei welchem der grösste Theil des Bleies als Glätte entfernt wird und in diesem Zustande neben dem Bleikorn erstarrt und in das Feintreiben, bei welchem man das nach dem Erkalten aus der Glätte herausgenommene Körnchen auf einer neuen Kapelle zum Treiben bringt und in der Weise erhitzt, dass — wegen des vollständigen Einsaugens der Glätte in die Kapelle — nur der nächste Umkreis um dasselbe ins Glühen kommt, bis die Erscheinung des Blickens stattgefunden hat. Bei kupferreicheren Proben erscheint das Körnchen gewöhnlich nicht von reiner Silberfarbe und Kugelform, man muss daher demselben noch circa 1 Ctr. Blei zusetzen und das Treiben wiederholen. Bei einem Gehalte von 0,5 Proc. Silber und darüber wird das Körnchen gewogen, bei niedrigerem Gehalte aber der Durchmesser desselben zwischen zwei convergirenden Linien auf einen besonders dazu construirten Maasstab gemessen und daraus der Gehalt der Substanz an Silber berechnet.

Von den Silberproben auf nassem Wege möge hier nur das Gay-Lussac'sche Verfahren*) erwähnt werden. Dasselbe besteht in der Ausfällung des durch Salpetersäure in Lösung übergeführten Silbers mittelst einer Kochsalzlösung von bestimmten Gehalt, aus deren verbrauchter Menge sich der Silbergehalt ergiebt. Das Verfahren ist ursprünglich nur für Silber und seine Legirungen mit Kupfer und Gold bestimmt, wird, wie schon erwähnt, auf Hüttenwerken nur selten zur Bestimmung des Silbergehaltes von Erzen ausgeführt und

*) Gay-Lussac, vollst. Unterr. über das Verfahren Silber auf nassem Wege zu probiren. Uebers. v. Liebig, 1833. — Mulder, die Silber-Probirmethode, 1859.

ist dann auch nur bei den reichsten Erzen anwendbar. Der Probe muss eine annähernde Bestimmung des Silbergehaltes auf trocknem Wege vorhergehen, nach dieser letzteren wird von der Substanz so viel eingewogen, dass in dieser Quantität eine geringe Menge mehr als 1 Grm. reines Silber sich befindet. Letzteres wird zunächst durch Zusatz von 100 Cub.-Cent. Normal-Kochsalzlösung ausgefällt, die Fällung der noch in der Flüssigkeit befindlichen geringen Menge Silber aber durch allmähliches Hinzufügen einer 10mal verdünnteren Kochsalzlösung vollendet. Aus der Summirung des Verbrauchs der beiden Lösungen ergiebt sich der Silbergehalt.

### Gewinnungsmethoden des Silbers.

Die verschiedenen Methoden, welche sich dem Hüttenmann zur Gewinnung des Silbers darbieten und bei deren Auswahl er hauptsächlich die Beschaffenheit der zu verarbeitenden Erze und Produkte berücksichtigen muss, führen entweder auf trocknem oder nassem Wege zum Ziel. Bei dem Verfahren auf trocknem Wege oder durch die Schmelzarbeit dient stets das Blei als Extractionsmittel für das Silber. Ein sehr grosser Theil der verarbeiteten Silbererze besteht aus silberhaltigen Blei- und silberhaltigen Kupfererzen, es ist dann bei der Zugutemachung auf trocknem Wege die Behandlung der Erze von den Blei- oder Kupferschmelzprozessen nicht verschieden, das silberhaltige Blei von den Bleierzen aber, sowie dasjenige, welches man durch Zusammenschmelzen der Produkte der Kupferarbeiten mit Blei, Bleioxyd oder Bleierzen erhält, unterwirft man einem Oxydationsprozess (dem Abtreiben) wodurch das Blei vom Silber getrennt wird. Sehr reiche und reine Erze setzt man gewöhnlich gleich bei der letztgenannten Operation mit zu; silberarme Erze, welche kein Metall enthalten, welches als Ansammlungsmittel für das von den erdigen Beimengungen abgeschiedene Silber dienen könnte, verschmilzt man zunächst mit Schwefelkies (Roharbeit), wobei jene Beimengungen verschlackt werden und der Silbergehalt in dem Schwefeleisen (Rohstein) angesammelt wird. So einfach das schon seit den ältesten Zeiten bekannte und benutzte Verfahren der Verbleiung an und für sich ist, so leidet dasselbe

doch bei seiner Anwendung auf Kupfererze oder die daraus erzeugten Produkte an grossen Mängeln und hat deshalb in solchen Fällen fast überall neueren und entschieden zweckmässigeren Prozessen auf nassem Wege Platz machen müssen.

Die Methoden das Silber auf nassem Wege aus Erzen und Produkten zu extrahiren, bestehen entweder darin, dieses Metall mit Quecksilber zu vereinigen, und aus dieser Verbindung durch Glühen derselben das Quecksilber wieder abzuscheiden (Amalgamation) oder in der Ueberführung des Silbers in schwefelsaures Silberoxyd oder Chlorsilber durch einen Röstprozess, Ausziehen des Silbersalzes im ersteren Falle durch Wasser, im andern Falle aber durch Lösungsmittel verschiedener Art, wie Kochsalz, unterschwefligsaures Natron etc. und Ausfällung des gelösten Silbers.

## I. Gewinnung auf trocknem Wege.

### A. Darstellung von silberhaltigem Blei.

a) Verarbeitung sehr reicher Erze. Dergleichen Erze sind nicht häufig Gegenstand metallurgischer Prozesse. Man verschmilzt sie entweder in Tiegeln (von Graphit oder Thon) oder bringt sie unmittelbar auf den Treibeheerd, nachdem das Werkblei zum Treiben eingeschmolzen ist. Das letztere Verfahren ist wohlfeiler und vollkommener. Beim Schmelzen in Tiegeln giebt man zur Zersetzung des Schwefelsilbers einen Zuschlag von Blei und Eisen, letzteres wirkt ebenfalls zersetzend auf das entstehende Schwefelblei ein. Bei Abwesenheit von erdigen Substanzen fügt man etwas Pottasche und Glas zu. Die Zersetzung ist übrigens um so vollkommener, je weniger Kupfer im Erze vorhanden ist. Das erhaltene Metall wird dem Feinbrennen unterworfen. Wird das Erz beim Abtreiben des Werkbleies zugesetzt (eingetränkt), so bewirkt das Blei die Zersetzung des Schwefelsilbers, das entstandene Schwefelblei aber wird durch die beim Treibeprozess sich bildende Glätte vollständig wieder zerlegt.

Auf Andreasberger Hütte z. B.*) tränkt man reiche Silbererze mit einem Gehalte von 10 Proc. Silber und darüber

*) Kerl, der Oberharzer Hüttenprozess. 1860. S. 694.

beim Treiben armer Werke ein. Sobald der Abstrich anfängt in Glätte überzugehen, stellt man das Gebläse ab, streut den reichen Schliech in Quantitäten von 1 bis 2 Ctr. mittelst einer eisernen Kelle aufs Treiben und feuert etwa 1 Stunde scharf. Das Erz röstet hierbei ab, sein Silbergehalt senkt sich ins Blei, es kommt Alles in dünnen Fluss und die erdigen Bestandtheile geben bei gleichzeitig angelassenem Gebläse eine Schlacke, welche mit dem Streichholze abgezogen und dem Bleischmelzprozess zugetheilt wird. Das Treiben nimmt dann seinen gewöhnlichen Verlauf.

b) Verarbeitung silberhaltiger Bleierze im gerösteten oder ungerösteten Zustande, gewöhnlich auch mit wenig silberhaltigen Kupfererzen. Da in den Bleierzen nur selten kein Silber angetroffen wird, so dienen auch gewissermaassen die bei der Zugutemachung der Bleierze beschriebenen Methoden, auf welche deshalb hier verwiesen werden muss, als Vorarbeit für die Gewinnung des Silbers. In vielen Fällen sind den Bleierzen mehr oder weniger Kupfererze beigemengt, dieser Kupfergehalt, welcher sich nebst etwas Silber im Stein ansammelt, führt dann zuletzt immer dahin, dass diese Bleischmelzprozesse den Charakter der Kupferschmelzoperationen annehmen. Der Silbergehalt des Kupfersteins oder Schwarzkupfers wird dann entweder unbeachtet gelassen, wenn er äusserst gering ist, oder nach einer später zu beschreibenden Methode gewonnen.

c) Verschmelzung silberhaltiger Erze auf Stein und Entsilberung desselben, sowie der bei der Verarbeitung silberhaltiger Blei- und Kupfererze gefallenen Steine durch Blei. Arme Silbererze, welche entweder gänzlich bleileer oder doch sehr geringhaltig an Blei sind, unterwirft man, wie schon angeführt wurde, der Roharbeit. Der aus dem entweder im Erze bereits vorhandenen, oder wenn dies nicht der Fall, absichtlich zugesetzten Schwefelkiese entstandene Rohstein, wird, sobald derselbe nicht sehr kupferhaltig und zugleich gänzlich bleileer, unter welchen Umständen seine weitere Verarbeitung zweckmässiger im Wege des Kupferschmelzprozesses (s. d.), seine Entsilberung aber vortheilhafter durch eine der später mitgetheilten Methoden auf nassem Wege erfolgt, im gerösteten oder zugebrannten Zustande der Ver-

bleiung unterworfen. Der Rohstein spielt hierbei eine andere Rolle als ein Erz von demselben Silbergehalte, er befördert ganz besonders das Schmelzen, schützt einen grossen Theil des Bleies gegen Verschlackung und vertritt bei gerösteten Bleierzen den kostspieligen Zuschlag von Präcipitationsmitteln, so dass dadurch die Kosten seiner Erzeugung wieder gedeckt werden.

Bei der Verschmelzung der Erze auf Rohstein ist es eine mehrfach gemachte Erfahrung, dass die Ansammlung des Silbers in diesem Produkte in gewissen Grenzen bleiben muss, wenn man sich nicht bedeutenden Silberverlusten aussetzen will, diese Grenze scheint bei einem Gehalte von 0,16 bis 0,2 Proc. Silber zu liegen. Die Verluste kommen daher, dass in der entstandenen Rohschlacke unvermeidlich Rohsteintheilchen mechanisch zurückbleiben, also der Silbergehalt der Schlacken und der Silberverlust überhaupt mit dem höheren Gehalte des Rohsteins steigt. Die Rohbeschickungen halten gewöhnlich zwischen 30 und 50 Proc. Rohstein*), es ist dies wenigstens dasjenige Verhältniss, welches sich erfahrungsmässig am besten erwiesen hat und welches entweder durch besondere Kieszuschläge zu ergänzen ist, wenn die Silbererze, wie es häufig der Fall, den nöthigen Kies nicht enthalten oder im Gegentheil durch Rösten eines Theiles des Kieses hergestellt werden muss. Zu beachten ist übrigens die Beschaffenheit des Kieses, welcher nicht immer aus ganz reinem Schwefelkies besteht, sondern häufig auch andere steingebende Verbindungen enthält. Kupferkieshaltiger Schwefelkies ist nicht nachtheilig, da im Gegentheil der Kupferkies dem Schwefelkiese eine stärkere Kraft in Betreff der Silberansammlung mittheilt, Arsenkies und Zinkblende hingegen schwächen diese

*) Diese Probe auf Rohstein, durch welche nur eine Trennung der erdigen Gemengtheile von den metallischen Theilen bewirkt werden soll, wird auf folgende Weise ausgeführt. 1 Probirctr. Erz wird mit 1 Ctr. Boraxglas, 1 Ctr. Fenster- oder Bouteillenglas und 10 Pfd. Kolophonium gemengt, in eine Probirtute geschüttet, mit 3 Ctr. Kochsalz bedeckt und die mit einem Deckel versehene Tute $^1/_2$ Stunde lang in der Muffel eines Probirofens oder $^3/_4$ Stunde lang in einem Windofen erhitzt. Nach dem Erkalten findet sich am Boden der Tute ein Rohsteinkönig. Es bildet sich hierbei und ganz besonders bei schwefelreichen Erzen in Folge einer Einwirkung von Schwefel auf den Borax, leicht etwas Schwefelnatrium, welches mit in den Rohstein übergeht und demselben die Eigenschaft ertheilt, an der Luft zu zerfallen.

Ansammlungskraft und wirken auf spätere Prozesse nachtheilig ein. Hinsichtlich der Schlackenbildung ist zu bemerken, dass die Roharbeit am besten geht, wenn eine zwischen Bi- und Singulosilikat innestehende Schlacke erzeugt wird. An manchen Orten schlägt man mit Vortheil die bei der Zugutemachung der Bleierze gebildeten Singulosilikatschlacken bei der Roharbeit zu. Das Verschmelzen der Rohbeschickungen geschieht sowohl in Schachtöfen als auch in Flammöfen. Enthalten die Erze ausser Schwefelkies auch mehr oder weniger Zinkblende, so ist der im Flammofen erzeugte Stein bei weitem zinkreicher, als der beim Schachtofenbetrieb gefallene (s. S. 113 u. f.).

Beispiele für den Betrieb der Roharbeit. Auf den Freiberger Hütten wurden früher die silberarmen Dürrerze mit den kiesigen Erzen unter Zuschlag von Bleischlacken der Roharbeit über Schachtöfen unterworfen und dadurch der für den Betrieb der Bleiarbeit erforderliche Rohstein erhalten. Aus ökonomischen Gründen hat dieser Schmelzprozess der bereits S. 105 beschriebenen Bleischlackenarbeit weichen müssen. Ausser dieser letztgenannten Arbeit sind auch zuweilen silberarme Dürrerze und Zuschlagerze, letztere zum Theil geröstet, ohne allen Zuschlag über Flammöfen auf Rohstein verschmolzen worden. Der mit dieser Arbeit indess fast stets verbunden gewesene unreine Schmelzgang hat dieselbe nicht zur currenten Einführung gelangen lassen. Mehrfach hat man eine Concentration des erzeugten Rohsteins versucht und zwar sowohl in der Weise, dass man denselben z. Th. zubrannte und dann mit hochsilicirten Schlacken (alten Rohschlacken) und geringem Kieszuschlage verschmolz, als auch in neuerer Zeit unter Anwendung eines Zuschlags von Schwerspath und Quarz (s. S. 196 Anmerk.). Dieselben Nachtheile aber, mit welchen die Erzeugung eines zu reichen Rohsteins bei der Roharbeit verbunden ist, haben sich auch bei dieser Concentrationsarbeit geltend gemacht und daher ihre Einführung bis jetzt verhindert. Die Entsilberung des Rohsteins findet durch die bereits S. 96 u. f. beschriebene Bleiarbeit statt. —

Schmelzprozess zu Kongsberg in Norwegen.*) Die

*) Berg- und hüttenm. Zeitung 1855. S. 99; und Privatmitth.

in der Umgegend von Kongsberg in Glimmer-, Thon-, Talk- und Hornblendeschiefern aufsetzenden, mit Kalkspath, Braunspath, Schwerspath und Quarz ausgefüllten Gänge führen in Begleitung von etwas Bleiglanz, Blende, Kupferkies und Magnetkies, Silbererze und zwar hauptsächlich gediegenes Silber, ebenfalls häufig Glaserz, seltener Sprödglaserz und Rothgültigerz. Man erhält aus den geförderten Erzen zunächst: Mittelerz, die edelsten Geschicke, im Durchschnitt 30 Mark Silber im Ctr. haltend, häufig aber auch mit einem Gehalte von 20 bis 30 Proc.; Scheideerz mit durchschnittlich 2 Mark; Malm, hauptsächlich die oben erwähnten Sulfurete von Blei, Zink, Kupfer und Eisen und auch Gangstücke, in denen kein Silber mit blossem Auge wahrzunehmen ist. Alle drei Sorten werden denselben Aufbereitungsarbeiten unterworfen, wegen des sehr verschiedenen Silbergehaltes aber die Produkte derselben getrennt gehalten. Das beim Nasspochen zurückbleibende gediegene Silber sowie der sehr reiche Schliech mit 75 bis 80 Proc. Silbergehalt, werden beim Feinbrennen des Silbers zugesetzt, die übrigen Schliche aber durch eine Roh- und Bleiarbeit zu Gute gemacht.

Bei der Roharbeit werden die ärmeren, $^3/_4$ bis 3 Lth. Silber haltenden Schliche mit 50 Proc. eisenoxydulreicher Schlacke von einer der folgenden Arbeiten und der erforderlichen Schwefelkiesmenge in einem 14 Fuss hohen Ofen, welche mit dem bereits Bd. I. S. 267 beschriebenen Winderhitzungsapparate versehen ist, verschmolzen, wobei Rohstein mit 8 bis 10 Lth. Silber und Rohschlacke mit $^1/_8$ bis $^1/_{16}$ Lth. fällt. Der in Stadeln mit vier Feuern zugebrannte Rohstein wird mit den reichen Schliechen über einen ähnlichen Schachtofen durchgesetzt und im Stichheerde in flüssiges Werkblei, welches bereits einen Silbergehalt von 4 bis 10 Mark hat, eingetränkt (wobei dasselbe Quantum Blei zweimal zum Eintränken dient) und zwar so, dass der bei je zweitem, viertem etc. Abstiche fallende Stein nochmals durchgesetzt wird. Das Werkblei reichert sich dadurch bis auf 24—30 Mark an und wird dann abgetrieben. Der gleichzeitig fallende Bleistein hat einen Gehalt von 3 bis 4 Mark. Die sehr frische Schlacke mit 1 Lth. Silber und darüber geht zur Roharbeit. Den rohen Bleistein setzt man in einem Krummofen durch und tränkt

ihn in Werkblei mit 3 bis 4 Mark Silber im Stichheerde ein. Das Blei kommt dadurch bis auf 9—10 Mark Silber und wird nur zum Einträuken des Rohsteins verwendet, der Bleistein hält nach der Entsilberung noch ungefähr 25 Lth. Nach 2 bis 3maligem Zubrennen wird er verschmolzen und in armes (2märkiges) Werkblei eingetränkt, dessen Gehalt dadurch auf 18 bis 20 Mark steigt, worauf es zum Abtreiben kommt. Es erfolgt Kupferstein mit 40 Proc. Kupfer und 3 bis 4 Mark Silber, der mit armen Werkblei von vorhergehenden Kupfersteinentsilberungen und bleiischen Produkten der Treibearbeit mehrmals über einem Krummofen durchgesetzt und zuletzt in reines Blei eingetränkt wird, welches man kauft. Der Kupferstein wird dadurch auf $^1/_2$ Lth. entsilbert und hierauf zu Schwarzkupfer verarbeitet.

Man verliert beim Kongsberger Silberschmelzprozess im Ganzen pro Mark ausgebrachtes Silber bei den Roh- und Bleiarbeiten durchschnittlich 1,5 Pfd. Blei und gewinnt 0,5 bis 1 Pfd. Kupfer. —

Auf den Silberhütten im Altai*) werden unter schwierigen und ziemlich ungünstigen Verhältnissen Silbererze mit einem Gehalte von $1^3/_4$ bis 2 Solotn. Silber im Pud zu Gute gemacht. Die nicht metallischen Begleiter der Erze, welche gegen die metallischen bedeutend vorwalten, sind meist schwer schmelzbar und bestehen aus Quarz und mit Schiefern, Hornstein etc. vermischten Schwerspath. Bei dem Mangel an Kies in den Erzen ist man genöthigt, die Rohsteinerzeugung durch Schwerspath zu bewirken und beobachtet deshalb, dass in der Schicht $^1/_3$ schwerspäthige Erze enthalten sind. Die Roharbeit zerfällt in eine arme und reiche, bei der reichen erstreckt sich der mittlere Gehalt der Erze in der Schicht auf 2 bis 3 Solotn., bei der armen bis auf $1^1/_4$ bis $1^3/_4$ Solotn. Man beschickt 200 Pud Erz mit 35 bis 60 Pud sogenannten Herd-Rohstein, ein Produkt desselben Schmelzens, bei welchem jedoch mit Blei der grössere Theil des Silbers schon herausgezogen wurde; ferner kommen hinzu 40 bis 60 Pd. Kalkstein, sowie beim reichen Schmelzen 20 Pd. Seesalz, welches jedoch sehr viel schwefelsaures Natron enthält und ebenfalls

*) Berg- und hüttenm. Zeitung 1853. S. 137.

zur Steinbildung mit beiträgt. Ausserdem kommen noch unreine Schlacken derselben Schmelzung hinzu. Die Verarbeitung erfolgt in Oefen, welche den S. 116 bei der Zugutemachung der Bleierze ebendaselbst in Anwendung befindlichen sehr ähnlich sind. In 24 Stunden werden 400 Pud Erz mit allen Zuschlägen durchgesetzt. Die Produkte des Schmelzens sind: Rohstein mit 6—7 Solotn. Silber beim armen und 8—9 Solotn. beim reichen Schmelzen, er enthält 25 bis 35 Proc. Eisen, 7—15 Proc. Kupfer, 15—20 Proc. Baryum, 3—8 Proc. Blei, ausserdem noch etwas Zink und Antimon und bei Zusatz von Salz 2—5 Proc. Natrium, seine Entsilberung erfolgt durch die Eintränkarbeit. Die reinen Schlacken kommen auf die Halde, vor und nach dem Abstechen jedoch erhält man unreine, die wieder auf die Schicht kommen. Die Schlacken enthalten 5 bis 15 Proc. Baryt und sind entweder Trisilikate oder Gemenge von Bi- und Trisilikaten. —

Die Entsilberung von Roh-, Blei- und Kupferstein erfolgt sowohl durch Behandeln derselben im ungerösteten Zustande mit metallischem Blei, als auch durch Verschmelzen im gerösteten Zustande mit rohen oder gerösteten Bleierzen oder bleireichen Produkten. Die Behandlung der rohen Steine mit Blei gründet sich auf die Zersetzung des Schwefelsilbers durch metallisches Blei unter Bildung von Schwefelblei und Abscheidnng von Silber, welches in das überschüssig zugesetzte Blei geht. In je innigere Berührung man den geschmolzenen Stein mit dem flüssigen Blei zu bringen vermag, desto vollkommener findet die Entsilberung statt, vollständig ist jedoch die Zerlegung niemals und es ist nur möglich den Silbergehalt durch wiederholte Behandlung des Steins mit frischem Blei bis zu einem gewissen Grade herabzuziehen. Die Methode, nach welcher man diese Silber-Extraction bis jetzt ausgeführt hat, sind entweder die sogenannte Eintränkarbeit, bei welcher der geschmolzene Stein in einem besondern Heerde mit flüssigem Blei umgerührt wird, oder das Schmelzen durch die Bleisäule (hydrostatische Schmelzen) wobei der geschmolzene Stein durch eine Säule von geschmolzenem Blei empor zu treten gezwungen wird.

Als Beispiel für die Eintränkarbeit möge hier das Verfahren in der Kürze Erwähnung finden, welches man auf den

oben erwähnten Hütten im Altai bei der Entsilberung des Rohsteins befolgt. Nachdem man früher den beim Erzschmelzen erhaltenen Rohstein auf grossen Heerden einschmolz und mit Blei verarbeitete, geschieht diese Arbeit jetzt in kleinen Heerden, die bei zwei zu einander gehörigen Schachtöfen aufgeführt sind. In diese gut angewärmten und mit Kohlen beschickten Heerdöfen, in denen die Hitze durch ein Gebläse unterhalten wird, lässt man zwei- oder dreimal in 24 Stunden aus beiden Schachtöfen auf einmal den angesammelten Rohstein, so dass man jedesmal 30 bis 50 Pud davon erhält. Die zufällig mit übergeführte Schlacke zieht man ab und giebt dann Blei auf. Die Quantität desselben hängt vom Gehalt des Rohsteins ab, je reicher er an Silber und Kupfer ist, desto mehr Blei braucht man. Gewöhnlich wendet man soviel an, als ungefähr Rohstein auf dem Heerde befindlich ist, man giebt indess nicht auf einmal das Blei auf, sondern theilt es in drei und beim reichen Rohstein in vier Theile, die einer nach dem andern aufgegeben werden. Das erste Aufgeben ist gewöhnlich reicheres Blei von 10 bis 12 Solotn. Silber p. Pud; man stellt es an der Vorderwand des Heerdes auf, wo weniger Metallverbrand stattfindet, als an der Formmauer. Sobald das geschmolzene Blei den Rohstein durchdringt und auf den Boden des Heerdes gelangt, bringt man eine nasse Holzstange in den Heerd, die ein Sprudeln und eine Bewegung der geschmolzenen Masse veranlasst und dadurch die Berührungspunkte des Bleies und Rohsteins vermehrt. Das auf dem Boden des Heerdes angesammelte Blei lässt man ab und setzt auf den zurückbleibenden Rohstein den zweiten Satz Blei und in derselben Art den dritten und vierten, mit welchen letzteren auch der nur 1 bis 2 Solotn. Silber noch enthaltende Rohstein abgelassen wird. Dieses Produkt, Heerdrohstein genannt, wird mit den Erzschichten zusammen verschmolzen. Sehr vortheilhaft auf die Entsilberung und auf den Bleiverbrand wirkt ein Zuschlag von 5 bis 10 Proc. Eisen in kleinen Stücken, wodurch das Schwefelsilber vollständiger zerlegt und ebenso das vorhandene Schwefelblei zersetzt wird. Das Werkblei vom ersten Aufgeben enthält gegen 20 Solotn. Silber und wird abgetrieben, dasjenige vom zweiten Aufgeben, welches gegen 10 Solotn. Silber enthält, bildet beim nächstfolgenden

Rohsteinschmelzen das erste Aufgeben, das Blei vom dritten Aufgeben geht als zweites zum nächsten Schmelzen über und so fort. Zum vierten Aufgeben nimmt man gewöhnlich Glätte oder aus derselben gewonnenes, schon abgetriebenes Blei.

Das zuerst von Gren angegebene hydrostatische Schmelzen hat sich trotz der von Menzler*) hierzu construirten und mehrfach ausgeführten verbesserten Vorrichtungen keiner dauernden Anwendung zu erfreuen gehabt, da das Zumachen des Ofens ziemlich künstlich ist, das Schmelzen viel Aufmerksamkeit erfordert und trotzdem die Entsilberung immer mehr oder weniger unvollständig bleibt.

d) Verschmelzung von silberhaltigem Roh- oder Schwarzkupfer mit Blei. (Saigerprozess). Dieser Prozess beruht darauf, dass, wenn man silberhaltiges Kupfer in bestimmtem Verhältniss mit Blei zusammenschmilzt und die Legirung erstarren lässt, sich hierbei ein grosser Theil des Bleies mit Silber ausscheidet und ein mechanisches Gemenge von silberhaltigem Blei und einer aus etwa 1 Gwth. Blei und 3 Gwth. Kupfer bestehenden Legirung von bedeutend geringerem Silbergehalte zurückbleibt. Wird dieses Gemenge bis zum Schmelzpunkte des Bleies erhitzt, so fliesst nur das silberhaltige Blei ab, jene strengflüssige Legirung aber bleibt zurück. Das Saigern ist ein sehr unvollkommener, mit grossen Verlusten an Blei, Silber und Kupfer verbundener Prozess, der eine Menge von Nacharbeiten mit den dabei nothwendigerweise entstehenden Zwischenprodukten im Gefolge hat. Zwar hat man durch eine zweckmässigere Eintheilung der Arbeiten und durch angemessenere Benutzung der Zwischenprodukte im Laufe der Zeit auch bei ihm wesentliche Verbesserungen vorgenommen, allein wegen des immer unvollständigen Erfolgs, der beträchtlichen Metallverluste und des grossen Kostenaufwandes ist der Prozess fast überall durch vollkommnere Methoden auf nassem Wege verdrängt worden.

Der Gang des Saigerprozesses ist in der Kürze im Allgemeinen folgender**). Das silberhaltige Schwarzkupfer wird

*) Erdm., Journ. f. ök. Chemie. Bd. XVI. 42.

**) Wegen specieller Beschreibung des Saigerprozesses s. Karsten's Syst. d. Metall. Bd. V. S. 421, sowie Kerl's Oberharzer Hüttenprozesse. II. Auflage 1860.

entweder mittelst Pochwerk oder durch Granuliren zerkleint und hierauf mit metallischem Blei oder bleiischen Produkten in Schachtöfen, welche niedrige Spuröfen mit offenem oder verdecktem Auge sind, zusammengeschmolzen (gefrischt). Nach Karsten muss das zu erhaltende Metallgemisch erfahrungsmässig möglichst genau aus 3 Th. Kupfer und 11 Th. Blei bestehen und ebenso sind nach Demselben zu jedem Loth Silber, welches das Metallgemisch enthält, mindestens 15 bis 16 Pfd. Blei erforderlich. Wenn das Kupfer nicht so reich an Silber ist, dass bei dem Verhältniss des Bleies zum Kupfer von 11 : 3 so reiche Werke erhalten werden, dass 15 bis 16 Pfd. Blei auf 1 Lth. Silber kommen, so benutzt man die von der Saigerung erhaltenen Werke statt silberleeren Bleies zum Frischen einer neuen Quantität Schwarzkupfer, wobei dann Werke von obigem Silbergehalte erfolgen. Das erstere Frischen mit Blei nennt man Armfrischen, das zweite mit armen Werkblei Reichfrischen. Die beim Frischen erzeugten Frischstücke haben die Gestalt von Scheiben von etwa 2 Fuss Durchmesser und 3 bis $3\frac{1}{2}$ Zoll Höhe und kommen behufs der Saigerung auf den Saigerheerd (Bd. I. S. 167), wobei man Werkblei und eine zurückbleibende strengflüssige Metallmischung, aus etwa 3 Th. Kupfer und 1 Th. Blei bestehend, den sogenannten Kiehnstock erhält. Das Werkblei kommt entweder wieder zum Frischen oder zur Treibarbeit, die Kiehnstöcke aber werden dem Darren unterworfen. Die Darrarbeit ist eine fortgesetzte Saigerung, welche besonders eine vollständigere Entfernung des in den Kiehnstöcken noch zurückgebliebenen silberhaltigen Bleies zum Zweck hat, letzteres fliesst aber hierbei als Oxyd ab. Die Kiehnstöcke werden zu diesem Behufe in den Darröfen auf parallel neben einander stehende Mauern (Bänke) gestellt, welche Zwischenräume (Darrgassen) bilden, in welchen das durch die hohe Temperatur und den starken Luftzutritt entstehende Gemisch von Bleioxyd und Kupferoxydul (Darrschlacke) niedertropft und die zugleich als Feuerungskanäle für das Holz dienen, welches beim Verbrennen die zum Darren erforderliche Hitze entwickelt. Die Bänke stehen in einem von drei Seiten mit einer Mauer eingeschlossenen und oben mit einem Gewölbe bedeckten Raum. Nach Beendigung des Prozesses entfernt man die

Kiehnstöcke, welche jetzt mit dem Namen Darrlinge bezeichnet werden, rasch aus dem Ofen und kühlt sie schnell ab; an ihrer Oberfläche befindet sich der sogenannte Pickschiefer, ein mechanisches Gemenge von metallischem und oxydirtem Kupfer und Blei mit nicht unbedeutendem Silbergehalt, welches den Darrling beim Erkalten an der Luft rindenartig überzieht und mit Hämmern abgepickt werden muss, wenn beim Gaarmachen der Darrlinge ein nicht zu bedeutender Silber- und Kupferverlust entstehen soll. Die Darrlinge werden entweder im grossen oder kleinen Gaarherd gaar gemacht. Die bei den Saigerarbeiten entstehenden kupfer-, silber- und bleihaltigen Abfälle (Geschur, Pickschiefer, Saigerkrätz, Darrschlacke, Darrheerd etc.) werden durch Verschmelzen für sich oder mit bleiischen Produkten noch auf diese Metalle zu Gute gemacht.

Eigenthümliche, durch besondere Verhältnisse hervorgerufene Silberextractions-Prozesse auf trocknem Wege sind das Kupferauflösungsschmelzen*) und der Abdarrprozess.**) Man bezweckt damit eine Zerlegung des Schwefelsilbers in Erzen oder Produkten durch metallisches Kupfer, in Verbindung mit einem Ausziehen des Silbers durch Blei. Bei der Kupferauflösung schmilzt man silberhaltigen Stein mit Kupfer (Schwarzkupfer) und bleiischen Produkten zusammen, das Kupfer geht in den Stein über, während das dadurch verdrängte Silber vom Blei aufgenommen wird. Gleichzeitig wirkt aber auch das Blei entsilbernd auf den Stein. Der Abdarrprozess ist eine mit dem Rohschmelzen und der Verbleiung verbundene Saigerung, wobei aber die Silberabscheidung vollständiger erfolgt, der Kupferverlust geringer und das producirte Gaarkupfer von besserer Qualität ist als bei der Saigerung. Anstatt des Schwarzkupfers bedient man sich hierbei der Kiehnstöcke. Das Verfahren eignet sich nur für silberhaltige Kupfererze, nicht für kupferhaltige Silbererze, weil bei letzteren keine zur Ansammlung des Silbers hinreichende Menge Kupfer vorhanden ist.

*) Jahrbuch d. k. k. geolog. Reichsanst. 1851. S. 157. 1853. S. 529. — Berg- und hüttenm. Ztg. 1854. S. 25.

**) Karsten's Metall. V. S. 513. — Wehrle, Hüttenk. II. 463. — Oesterr. Zeitschr. 1853. S. 221.

## B. Trennung des Silbers vom Blei.

### a) Pattinson'sches Concentrationsverfahren.*)

Die schon seit den ältesten Zeiten unter dem Namen der Treibearbeit bekannte Trennungsmethode des Silbers vom Blei ist aus ökonomischen Rücksichten bei einem sehr geringen Silbergehalte des Bleies unausführbar, durch den in neuerer Zeit von Pattinson entdeckten Krystallisirprozess indess, sind diese der Silbergewinnung gesetzten Schranken bedeutend erweitert worden. Der in Rede stehende Prozess gründet sich auf die Erscheinung, dass, wenn man eine hinreichende Menge von silberhaltigem Blei in einem Kessel einschmilzt und die geschmolzene Masse gleichmässig sich abkühlen lässt, in derselben sich Krystalle bilden, deren Zahl stets zunimmt. Schöpft man diese Krystalle mittelst eines durchlöcherten Löffels heraus, so dass das flüssige Blei wieder ablaufen kann, und untersucht dieselben, so findet man, dass sie weit ärmer an Silber sind, als das eingeschmolzene Blei, während sich in dem flüssig gebliebenen Blei das Silber concentrirt hat. Diese Abscheidung des Silbers ist indess nicht scharf, da die Krystalle immer noch mehr oder weniger Silber enthalten und zwar anfänglich weniger, in dem Maasse jedoch, als das flüssige Metall sich vermindert, mehr; man beschränkt sich daher nicht auf eine einzige Krystallisirung, sondern wiederholt dieselbe, so dass die geringe Schärfe der einzelnen Krystallisationen durch die Anzahl derselben wieder ausgeglichen und das einer Reihe von Separationen unterworfene Blei endlich in einen kleinen, sehr reichen Theil, Reichblei und einen grösseren, sehr armen Theil, Armblei getrennt wird.

Die Grenze, bis zu welcher man bei den einzelnen Krystallisirungen mit dem Ausschöpfen der Krystalle zu gehen pflegt, ist verschieden, am üblichsten ist die Krystallisation durch Drittel und durch Achtel, bei welcher ersteren man bei jeder Krystallisation $^2/_3$, bei der letzteren $^7/_8$ des Kesselinhaltes dem Volum nach als Krystalle ausschöpft.

---

*) Erdm., J. f. pr. Ch. Bd. X. S. 321. — Tunner, Jahrb. 1852. S. 143. — Berg- und hüttenm. Ztg. 1857. S. 26. 1858. S. 247. 1860. S. 136. 493.

Die Achtelmetbode wendet man gewöhnlich für silberärmeres Blei an, weil man dadurch schnell zu Reichblei gelangt, auch bedarf man dabei weniger Kessel, man erhält indess mehrere Sorten mittelhaltigen Bleies, welche bis zu vollständigen Kesselfüllungen aufbewahrt werden müssen. Die Drittelmethode erfordert eine grosse Anzahl Kessel und empfiehlt sich mehr für Blei von höherem Silbergehalte. Zur vortheilhaften Betreibung des Prozesses ist erforderlich, dass man ziemlich grosse Quantitäten (mindestens 50—100 Ctr.) silberhaltigen Bleies gleichzeitig in Arbeit nimmt, da nur bei grösseren Mengen der Uebergang aus dem flüssigen Zustande in den festen so langsam erfolgt, dass die erforderliche Zeit bleibt, um die zuerst durch Krystallisation fest werdenden silberarmen Bleitheilchen von der übrigen noch flüssigen Masse durch Ausschöpfen entfernen zu können; aber auch die Beschaffenheit des Bleies, namentlich sein Gehalt an Silber und an fremden Beimengungen, sind auf den Erfolg der Arbeit von Einfluss. Je reiner das Blei ist, um so besser geht der Prozess. Arsen, Antimon und Kupfer, welche sehr häufig im Werkblei enthalten sind, erschweren die Krystallbildung und müssen durch einen Reinigungsprozess vorher entfernt werden, dies geschieht entweder nach S. 135 durch Raffiniren im Flammofen oder durch Polen des Bleies nach dem Einschmelzen in den Kessel. Der Silbergehalt des Bleies bedingt hauptsächlich die Anzahl der erforderlichen Krystallisationen zur hinreichenden Entsilberung desselben. Ursprünglich war der Prozess nur für silberarmes ($^1/_2$ bis 1löthiges) Blei bestimmt und er gewährt auch hierbei die grössten Vortheile, man concentrirt indess jetzt auch bei weitem reicheres (5 bis 15löthiges) Blei und vermindert so die dem Abtreibeprozess zu übergebende Bleimenge und in Folge dessen Kosten und Bleiverlust. Die Grenze, bis zu welcher sich die Anreicherung des Silbers treiben lässt, scheint nach den in Freiberg*) ausgeführten Versuchen bei einem Gehalte von etwa $2^1/_4$ Proc. Silber zu liegen. Die Krystallbildung tritt dann weit langsamer und später ein als bei niedrigem Silbergehalte, die ganze flüssige Bleimasse aber giebt unverkennbar eine Tendenz zum Erstarren

*) Jahrb. f. d. Berg- und Hüttenm. 1862. S. 185.

zu erkennen, so dass nur mit grosser Mühe Krystalle zu erhalten sind. Diese Erscheinung ist leicht erklärlich, der Prozess beruht eigentlich darauf, dass der Schmelzpunkt des Bleies durch die Legirung mit Silber herabgezogen wird, so dass die aus der geschmolzenen silberhaltigen Bleimasse auskrystallisirenden, also erstarrenden und sonach strengflüssigeren Theile silberärmer sind als die zurückbleibende also leichtflüssigere Mutterlauge, es muss aber diese Abnahme der Schmelzpunkts-Temperatur des Bleies mit der Zunahme seines Silbergehaltes eine Grenze haben, denn unzweifelhaft sind Legirungen von gleichen Theilen beider Metalle oder selbst z. B. von 3 Th. Blei und 1 Th. Silber strengflüssiger als reines Blei.

Die beim Pattinson'schen Prozess in Anwendung befindlichen Krystallisirkessel sind von Gusseisen, haben einen Durchmesser von 5 bis $5\frac{1}{2}$ Fuss und eine Tiefe von $2\frac{1}{2}$ bis $2\frac{3}{4}$ Fuss, so dass sie circa 200 Ctr. Blei fassen können. Die Wandstärke am Boden ist 2 bis 3 Zoll, oben $1\frac{1}{2}$ bis 2 Zoll. Der Kessel, welcher das Armblei aufnimmt, hat etwas geringere Dimensionen. Der Kranz der Kessel ist separat, besteht auch wohl aus zwei Hälften. Die Feuerung unter dem Kessel erfolgt durch Torf oder Steinkohlen, die Flamme trifft zunächst den Kesselboden, umspielt dann die Wandungen desselben und geht von da in eine, gewöhnlich je zwei Kesselfeuerungen gemeinschaftlich dienende Esse. Der Kesselrand liegt circa 20 Zoll über der Hüttensohle. Die durchlöcherte Kelle zum Ausschöpfen der Krystalle ist 20 bis 24 Zoll weit, 5 bis 6 Zoll tief und hat $\frac{1}{2}$ bis $\frac{3}{4}$ Zoll weite Oeffnungen.

Die Manipulation beim Prozess ist folgende. Nachdem das Blei eingeschmolzen und durch Wegnahme von Schlickern, nach Befinden auch durch Polen mit grünen Holzstangen gereinigt ist und die ausgeschiedenen Unreinigkeiten abgezogen worden sind, wird das Feuer entfernt, das Blei aber durch vorsichtiges Besprengen mit Wasser abgekühlt und die an der Oberfläche und am Rande sich bildenden Krusten in das Metallbad eingerührt, um eine gleichförmige Abkühlung des letzteren zu bewirken. Hat diese bis zu einem gewissen Grade stattgefunden, so zeigt sich in Folge eingetretener Krystallbildung eine Unebenheit der Oberfläche, sowie ein Breiigwerden der Masse und das Ausschöpfen (Ueberkrystallisiren)

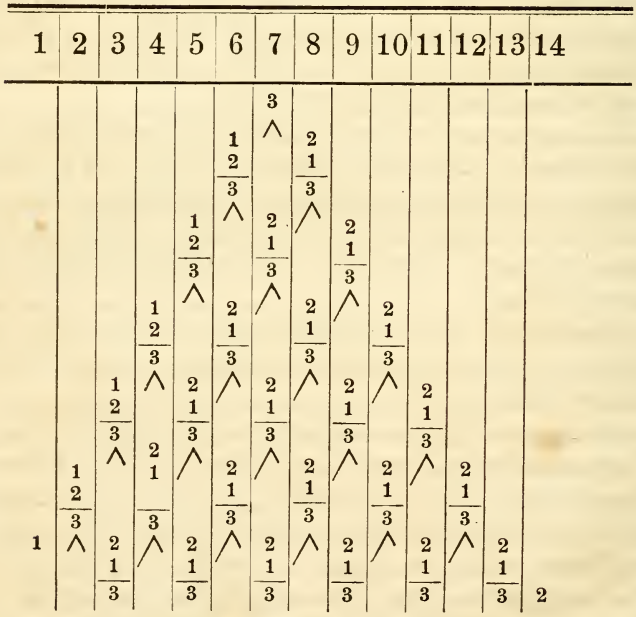
beginnt. Zwei Arbeiter senken die Kelle in den Kessel an der Wand desselben hinab, schieben sie behufs Schöpfung von Krystallen am Boden hin und drücken dann auf den Stiel um die Kelle zu heben und aus dem Metallbade herauszuziehen. Zum Stützpunkt der Kelle dient ein auf den Kesselrand gelegter Bleiblock, durch Wippen giebt ihr der eine der Arbeiter eine rüttelnde Bewegung, um die flüssige Mutterlauge rasch zum Ablaufen zu bringen, legt sie dann auf den Kesselrand auf, hebt den Stiehl auf einen Fahrbock und lässt die Kelle in den erhitzten Nachbarkessel gleiten, dabei entleert sich dieselbe, dieser Kessel ist aber so heiss, dass die Krystalle sofort schmelzen und Ansätze an der Kelle beim Abspülen derselben in dem Metallbade weggelösst werden. Auf diese Weise schöpft man je nach dem eingeschlagenen Systeme $^2/_3$ oder $^7/_8$ vom Kesselinhalt an Krystallen über, wobei man, um zu wissen, wenn der Kessel so weit entleert ist, eines über denselben gelegten Maasses sich bedient. Das übrig bleibende Drittel oder Achtel endlich, wird mit einer Kelle in den andern Nachbarkessel geschöpft.

Die sich erzeugenden Krystalle sind gewöhnlich sehr kleine, mit einer Ecke aufgewachsene Octaëder von gestrickter Gestalt und bilden am häufigsten buschförmige Gruppen, wo dann die Krystalle das Ansehen langer vielseitiger Pyramiden bekommen, indem sie nur in einer Richtung fortwachsen konnten.

Als Beispiel für den Pattinson'schen Prozess möge hier eine kurze Beschreibung der Entsilberung von silberarmen Frischblei bei Anwendung des $^2/_3$ Systems in einer Batterie von 14 Kesseln folgen, der besseren Uebersicht wegen ist ein Schema beigefügt, in welchem die Zahl 3 eine volle Kesselfüllung von 200 Ctr., die Zahl 2, $^2/_3$ davon, also ungefähr 130 Ctr., die Zahl 1 endlich $^1/_3$ derselben, circa 70 Ctr., andeutet. Der Einsatz erfolgt im siebenten Kessel mit Frischblei von 0,02 Proc. Silber. Nach dem Ausschöpfen der Krystalle befinden sich also 130 Ctr. in Kessel 8, während die zurückbleibenden 70 Ctr. Mutterlauge in dem Kessel 6 ausgekellt werden. Um nun beide Kessel 6 und 8 behufs einer neuen Krystallisation wieder zu füllen, setzt man in den 6. Kessel 130 Ctr. und in den 8. Kessel 70 Ctr. Blei von den ent-

sprechenden Gehalten aus den Vorräthen ein, welche zu diesem Zwecke stets vorhanden sein müssen. Hierauf lässt man die Kessel 6 und 8 krystallisiren und schöpft 130 Ctr. Krystalle aus Kessel 6 in 7, die rückständigen 70 Ctr. Mutterlauge dagegen in 5, ferner 130 Ctr. Krystalle aus dem 8. in den 9., dagegen die 70 Ctr. Mutterlauge in den Einsetzkessel 7 zurück, welcher nun wieder gefüllt ist. Die Kessel 5 und 9 erhalten Zusätze von resp. 130 und 70 Ctr. Blei von den entsprechenden Gehalten aus den Vorräthen. Jetzt können die Kessel 5, 7 und 9 krystallisiren, darauf die Kessel 4, 6, 8 und 10 etc. Im 14. Kessel erhält man schliesslich Armblei oder Verkaufsblei, d. i. ein Blei, welches nicht über 0,002 Proc. Silber enthält, im 1. Kessel dagegen erhält man Reichblei, welches bis auf mindestens 1,5 Proc. Silber angereichert ist.

Kessel.




b) Entsilberung des Werkbleies durch Zink.

Die schon von Karsten*) zufällig im Kleinen beobachtete

*) Karsten's Archiv. Bd. 25. S. 192. — Berg- und hüttenm. Ztg. 1852. S. 828.

Erscheinung, dass das Zink in der Schmelzhitze dem Blei seinen Silbergehalt zu entziehen vermag, ist zuerst von Parkes*) zur Gewinnung des Silbers aus dem Blei vorgeschlagen und angewendet worden. In silberhaltiges Blei wird, nachdem dasselbe eingeschmolzen, flüssiges Zink gebracht, die Masse kurze Zeit umgerührt und hierauf stehen gelassen; beim Abkühlen begiebt sich das Zink, welches sämmtliches Silber aufgenommen hat, an die Oberfläche des Metallbades und wird entweder mittelst eines durchlöcherten Löffels herausgeschöpft oder in Gestalt einer Scheibe abgehoben. Das Zink kann man vom Silber durch Auflösen in Säure (Salz- oder Schwefelsäure), oder durch Destillation trennen; der Rückstand wird unter Zusatz von etwas Blei raffinirt, das entsilberte Blei aber in einem Flammofen durch oxydirendes Schmelzen von seinem Zinkgehalte gereinigt. Die Menge des zuzusetzenden Zinks hängt von dem Silbergehalte des Bleies und von fremden Beimengungen desselben (Arsen, Antimon etc.) ab, bei reinem Blei mit einem Silbergehalte von 1 bis 2 Lth. im Ctr. ist 1 bis 1,5 Proc. Zink hinreichend.

Nach Montefiore Levy**) gelangt der Prozess in England in folgender Weise zur Ausführung. In einem circa 6 Tonnen (6000 Kilogr.) fassenden eisernen Kessel schmilzt man das silberhaltige Blei ein, unmittelbar daneben befindet sich ein kleiner Kessel, welcher zur Aufnahme des Zinks bestimmt ist. Nachdem letzteres geschmolzen, lässt man es auf einmal durch Kippen des Kessels in das Blei fliessen und rührt beide Metalle mehrere Minuten sorgfältig um. Für Blei mit 14 Unz. Silber per Tonne genügt 1 Proc. Zink. Während des jetzt folgenden ruhigen Stehens bildet sich auf dem Metallbade ein runzlicher Schaum und nach ungefähr 5 Minuten schwimmt alles Zink an der Oberfläche und wird mittelst grosser durchlöcherter, eiserner Löffel abgeschöpft. Den bleihaltigen Zinkschaum erhitzt man gelinde in Retorten, ohne den Schmelzpunkt des Bleies zu übersteigen, das letztere Metall läuft hierbei durch die untere Oeffnung der Retorte ab, der

*) Dingler's Jour. Bd. 119. S. 466. — Bergwerksfreund Bd. 15. S. 653. — Berg- und hüttenm. Zeitg. 1852. S. 1.

**) Erdmann's Journ. f. pr. Chem. Bd. 62. S. 257. — Berg- und hüttenm. Zeitg. 1855. S. 55.

Rückstand aber, das silberhaltige Zink, wird in Töpfen, welche halbkreisförmig um einen Rost herumstehen, der Destillation unterworfen. Die Zinkdämpfe verdichten sich in einer vorgesteckten Vorlage, das Zink dient zur Entsilberung neuer Quantitäten Blei, der Rückstand wird nach Zusatz von etwas Blei feingebrannt. Das im Kessel zurückgebliebene Blei, welches noch etwas Zink enthält, wird in einem Flammofen raffinirt.

Sehr umfassende Versuche über Anwendbarkeit der Methode von Parkes sind auf Friedrichshütte bei Tarnowitz*) von Lange angestellt worden. Die Entsilberung des $1\frac{3}{4}$ bis $4\frac{1}{4}$löthigen Bleies gelang so gut wie vollständig, auch erwies sich ein Zusatz von $1\frac{1}{2}$ Proc. Zink zur vollständigen Entsilberung des Werkbleies bei 1 Stunde Rührzeit und 4 Stunden Ruhe zur Trennung des Zinks vom Blei vollkommen ausreichend, Schwierigkeiten verursachte nur die Trennung des silberhaltigen Metallgemisches von dem entsilberten Blei. Es führte dies einen beträchtlichen Mehrverbrauch (das Drei- bis Vierfache) von Zink herbei, indem bei der nothwendigen längern Bewegung des Metallbades, ohnerachtet aller Vorsichtsmaasregeln, eine starke Oxyd- und Schaumbildung an der Oberfläche desselben eintrat, wodurch ein Theil des Zinks vorzeitig dem Prozess entzogen wurde. Die Entsilberung des Zinks durch Destillation in Muffeln wie bei der Zinkgewinnung aus Erzen, bot keine Schwierigkeiten dar, die Kosten endlich berechneten sich nur zu circa $\frac{1}{3}$ von denjenigen, welche das Abtreiben desselben Bleies erfordert haben würde.

Zur Beseitigung der Schwierigkeiten, mit denen die erforderliche innige Berührung des Bleies mit dem Zink zu erreichen ist, sind sowohl von Lange (a. a. O.) als auch von Kast**) Vorrichtungen angegeben worden. Wenn sich demohnerachtet Parkes Methode nur an sehr wenig Orten Eingang verschafft hat, so dürfte der Grund hiervon hauptsächlich in der mehr und mehr fortgeschrittenen Entwickelung und anerkannten Vortheilhaftigkeit des Pattinson'schen Prozesses und in der jedenfalls mit nicht geringen Kosten und Metall-

*) Berg- und hüttenm. Zeitg. 1852. S. 828.

**) Berg- und hüttenm. Zeitg. 1853. S. 835.

verlusten verbundenen Reinigung des Silbers und Bleies vom Zink liegen.

### c) Abtreibeprozess.

Die Trennung des Silbers vom Blei durch das Abtreiben erfolgt in der Weise, dass man das silberhaltige Blei auf dem Heerde eines Flammofens einschmilzt und durch die Flamme im Schmelzen erhält, zugleich aber auch auf die Oberfläche des Metallbades einen künstlichen Windstrom leitet, um die Oxydation des Bleies zu befördern. Das entstandene Bleioxyd (die Glätte) lässt man fortwährend vom Rande des Metallbades abfliessen, bis endlich das Silber in ziemlich reinem Zustande zurückbleibt.

Die zu diesem Prozesse dienende Oefen, Treiböfen oder Treibheerde genannt, lassen sich eintheilen in solche mit unbeweglichem Heerde (deutsche Oefen) und in solche mit beweglichem Heerde (englische Oefen).

Die Treibarbeit in Oefen mit unbeweglichem Heerde. Diese Oefen, deren Construction im Allgemeinen aus Figur 55 a b c, Bd. I. S. 207 u. f. zu ersehen ist, bestehen aus zwei Haupttheilen, dem eigentlichen Treibheerde und dem unmittelbar daran angebauten Windofen, zwischen welchen das Flammenloch die Verbindung bildet. Der Heerd hat gewöhnlich eine kreisrunde Form, an einigen Orten indess zieht man die ovale Gestalt wegen vollkommener Benutzung des Brennmaterials vor. Das Letztere ist entweder Holz, Torf oder Steinkohlen, am häufigsten bedient man sich des erstgenannten Brennmaterials. Bei Anwendung von Steinkohlen ist zur Verstärkung des Zuges das Anbringen einer Esse erforderlich; man findet derartige besondere Abzugsvorrichtungen wohl auch häufig bei Heerden mit Holzfeuerung und zwar entweder aus Mauerung hergestellt oder in Form hoher Blechcylinder, welche über den Oeffnungen im Ofenkranze stehen, diese dienen aber dann hauptsächlich zum Schutz der Arbeiter gegen die entweichenden Bleidämpfe, welche man auf diese Weise an einigen Orten in besonderen Condensationsvorrichtungen aufzufangen sucht. Die erforderliche Ueberwölbung des Heerdraumes geschieht am zweckmässigsten mittelst einer beweglichen Haube, wie dies bereits Bd. I. S. 209 abgebildet und

beschrieben worden ist. Am häufigsten haben die Treiböfen zwei Formen, deren Lage dann gewöhnlich so ist, dass sich die Windströme in der Mitte des Heerdes kreuzen, seltener wendet man drei Formen an.

Von der grössten Wichtigkeit ist die Beschaffenheit der Masse, welche als unmittelbare Unterlage für das treibende Blei dient, dieselbe darf weder reducirend auf Bleioxyd wirken, noch durch die Hitze in ihrem Zusammenhange eine Veränderung erleiden, muss aber gleichwohl etwas Bleioxyd aufnehmen können, ohne durch dasselbe aufgelöst oder vorzeitig zerstört zu werden. Man bediente sich hierzu früher allgemein der ausgelaugten und nochmals ausgeglühten Holzasche, gemengt mit wenig gebranntem Kalk, in neuerer Zeit ist dieselbe jedoch fast überall durch den zweckmässigeren Mergel oder ein künstliches Gemenge von Thon (1 Msth.) und Kalkstein (3 bis 4 Msth.) verdrängt worden. Der Mergel wird zu diesem Behufe gepocht, gesiebt und gleichmässig mit so viel Wasser angenetzt, dass er sich beim Drücken in der Hand ballt, ohne Feuchtigkeit in derselben zu hinterlassen, hierauf aber auf der Ziegel- oder Chamottesohle des Ofens muldenförmig festgestampft, so dass die Masse mit dem Finger keinen Eindruck mehr annimmt. Zur besseren Ansammlung des Blicksilbers am Ende des Treibens wird ziemlich in der Mitte des Heerdes eine Vertiefung von 20 bis 30 Zoll im Durchmesser und etwa $^1/_4$ Zoll Tiefe ausgeschnitten.

Das Einsetzen der Werkbleistücke erfolgt bei abgehobener Haube und zwar setzt man entweder sämmtliches zu einem Treiben bestimmtes Blei auf oder Anfangs nur so viel, als der Heerd zu fassen vermag, das andere aber in dem Verhältniss nach, wie durch das Ablaufen der Glätte neuer Platz zu seiner Aufnahme entstanden ist. Das letztere Verfahren ist indess nur dann zweckmässig, wenn man reines Werkblei abtreibt, indem sonst diejenigen fremden Bestandtheile, welche bei einem einmaligen Aufsetzen des Werkbleies durch den entstandenen Abzug oder Abstrich entfernt werden, in Verlauf des Treibens in die Glätte mit übergehen und diese dadurch verschlechtern. Nach beendigtem Einsetzen wird der Treibhut auf den Heerd gehoben und das Werkblei durch starkes Einfeuern im Windofen zum Schmelzen gebracht.

Ist das Blei von unreiner Beschaffenheit, so tritt ein Theil der fremdartigen Bestandtheile im Gemenge mit oxydirtem Blei während des Einschmelzens als eine unvollkommen geschmolzene Masse an die Oberfläche des Metallbades und wird als sogenannter Abzug mittelst eines Holzes durch das Glättloch abgezogen. Nach Entfernung des Abzugs bildet sich bei arsen- und antimonhaltigem Blei auf dem nunmehr von der Gebläseluft bestrichenen Metallbade eine völlig geschmolzene, aber musige Masse, der sogenannte Abstrich, neben Bleioxyd hauptsächlich arsen- und antimonsaures Bleioxyd enthaltend, welche im flüssigen Zustande über die Brust des Ofens gezogen wird. Die eigentliche Glättbildung tritt nicht früher ein, als bis Arsen und ganz besonders Antimon entfernt sind, namentlich ist das letztere, sobald es in einigermaassen beträchtlicher Menge im Blei vorhanden, die Veranlassung zu einer bedeutenden Verzögerung des Treibens.

Schon nach der Herunternahme des Abzugs zeigt sich die Erscheinung des sogenannten Heerddranges, welche auch während der ganzen Glättperiode wahrzunehmen ist, es ist dies ein am ganzen Umfange des Glättrandes auftretendes Blasenwerfen, welches von der entweichenden Feuchtigkeit und Kohlensäure des Heerdes herrührt, gleichzeitig dringt aber auch das Bleioxyd bis zu einer gewissen Tiefe in den Heerd ein. Vor Beginn der Glättperiode wird in der Brust mittelst eines eisernen Instrumentes eine Rinne, die Glättgasse, angelegt, durch welche die Glätte ihren Abfluss finden soll, die Führung des Ofens während dieser Glättperiode erfordert grosse Uebung und Aufmerksamkeit seiten des Arbeiters. Auf den Hütten, wo nicht alles Werkblei auf einmal eingesetzt wird, beginnt man mit dem Nachsetzen der übrig gebliebenen Menge, wenn die Glättperiode eingetreten ist. Man setzt die Bleimulden durch das Schürloch auf den Rand des Heerdes, wo sie nach und nach schmelzen und in den Heerd herabfliessen.

Die durch die Glättgasse abfliessende Glätte lässt man gewöhnlich vor der Ofenbrust und auf der Hüttensohle zu grösseren Stücken sich anhäufen, ihre Beschaffenheit ist in den verschiedenen Perioden des Treibens ebenfalls verschieden.

Man unterscheidet gewöhnlich die zu Anfang entstehende Glätte, schwarze Glätte oder Fussglätte genannt, dann die gelbe Glätte, auch Frischglätte oder Silberglätte genannt und die rothe Glätte. Die zuerst genannte Glätte geht wegen ihrer Unreinheit in die Schmelzprozesse zurück und heisst wohl auch deshalb wie die gegen Ende des Treibens entstehende silberreichere Glätte, welche man wegen ihres Silbergehaltes ebenfalls für sich hält und wieder verschmilzt, Vorschlagglätte. Die gelbe Glätte wird vorzugsweise zu metallischem Blei verfrischt, während die rothe Glätte wegen ihrer Reinheit als solche in den Handel geht. Ein Unterschied zwischen rother und gelber Glätte hinsichtlich ihrer Zusammensetzung scheint nicht zu existiren, beide sind jedenfalls eine und dieselbe chemische Verbindung in isomerer Modification. Sehr reines Blei, sowie die langsame Erkaltung der ablaufenden Glätte in grösseren Stücken, sind nach mehrseitig gemachten Wahrnehmungen die Bedingungen, unter denen die Entstehung des rothen Produktes in grösster Menge stattfindet. Wird gegen Ende des Treibens die Glättbildung so gering, dass dieses Produkt den Silberkuchen nicht gehörig zu bedecken vermag, so zeigt die geschmolzene Masse einen starken Glanz und die helle Farbe des Silbers wird bemerkbar. Es zeigen sich auf der Oberfläche des Kuchens blumen- und wolkenähnliche Zeichnungen, welche dadurch entstehen, dass die Glätte nicht mehr einen zusammenhängenden, sondern nur noch äusserst dünnen netzartigen Ueberzug über dem Silber bildet, zwischen dem das Silber mehr und mehr durchschimmert, bis endlich auch dieser Ueberzug vollständig dem Rande des Kuchens zugetrieben wird und ein eigenthümlicher Schein (der Silberblick) auf dem Silber wahrzunehmen ist.

Auf der Mehrzahl der Hütten wird das auf diese Weise am Ende der Glättperiode erhaltene, noch unreine (hauptsächlich Blei und Kupfer, zuweilen auch Wismuth enthaltende) Blicksilber, nach dem Erstarren und Abkühlen mit Wasser, vom Heerde genommen und einem Reinigungsprozess (dem Feinbrennen) in besonderen Oefen unterworfen, nur an wenig Orten wird diese Reinigung gleich auf dem Treibheerde vorgenommen. Man bringt im letzteren Falle das Silber durch länger fortgesetzte starke Feuerung und Zutritt von Wind in

eine treibende Bewegung, bis auch die letzten Antheile der fremden Metalle entfernt sind.

Der mit Bleioxyd bis auf 2 bis 3 Zoll Tiefe imprägnirte oberste Theil der Heerdsohle wird zur Gewinnung seines Blei- und Silbergehaltes entweder bei andern Schmelzprozessen mit zugegeben oder für sich auf Werkblei verschmolzen, die darunter befindliche, unangegriffene und leicht zerreibliche Schicht Heerdmaasse findet beim Schlagen des nächsten Heerdes wieder mit Verwendung.

Auf einigen Hütten setzt man das Abtreiben nicht bis zum Blick des Silbers, sondern nur bis zu einer gewissen Concentration desselben im Werkbleie fort, lässt das angereicherte Werkblei dann ab und stellt endlich mit einer auf diese Weise erhaltenen grösseren Menge ein Treiben bis zum Blick an.

Der bei der Treibarbeit stattfindende Bleiverlust ist nicht unbedeutend und entsteht hauptsächlich durch die Verflüchtigung des Bleies. Der Verlust wird grösser durch zu heisses und zu langsames Treiben. Mittelbar veranlasst die Arbeit dadurch einen Bleiverlust, dass die sich bildenden Produkte Glätte und Heerd wieder reducirt werden müssen. Der Silberverlust erfolgt durch eine, wenn auch nur geringe Verflüchtigung von Silber und dann besonders dadurch, dass sich Silberoxyd bildet, dieses aber in die Glätte und in den Heerd geht und somit ins Weite geführt wird. Uebrigens wird der Silberverlust auch durch zu schnelles Treiben vergrössert.

Nachstehend mögen einige Beispiele für das Abtreiben in Oefen mit unbeweglichem Heerde folgen:

Auf Clausthaler Hütte am Oberharz setzt man 168 Ctr. Werkblei ein, welche im Ganzen 32 Stunden Zeit erfordern, nämlich 3 St. zum Heerdmachen, $2^1/_2$ bis 3 St. zum Einfeuern, 2 St. zum Weichfeuern, 2 bis 4 St. zur Abstrichbildung und 22 Stunden zur Glättbildung. Der Brennmaterialaufgang beträgt 12 Schock Wasen. Man erhält 25 bis 26 Pfd. Blicksilber mit $14^3/_4$ Lth. Feingehalt, welches auf Testen unter der Muffel feingebrannt wird; 125 Ctr. Glätte mit 0,12 Qt. Silber und 90 Pfd. Blei im Ctr., worunter im günstigsten Fall 16 Proc. rothe Glätte; 16 Ctr. Vorschlagglätte mit 0,15 Qt. Silber;

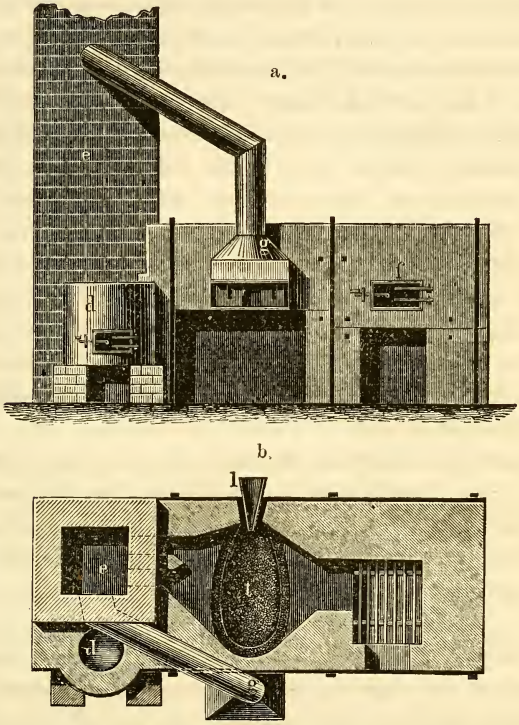
15 Ctr. Abstrich mit 0,12 Qt. Silber und 80 Pfd. Blei im Ctr.; 34 Ctr. Heerd mit 1,75 Qt. Silber und 57 Pfd. Blei im Ctr. Der Bleiverlust beträgt $6\frac{1}{2}$ bis 7 Proc.

Auf den Freiberger Hütten werden Treiben von 350 bis 370 Ctr. Werkblei vorgenommen, letzteres auch nur im raffinirten Zustande dieser Arbeit unterworfen. Circa 130 Ctr. davon werden sofort aufgesetzt, das übrige nach Beginn der Glättperiode. Wegen der Reinheit des Bleies erfolgt nur eine höchst geringe Menge (4 bis 6 Ctr.) Abzug, der auch fast nur aus Bleioxyd besteht, Abstrich fällt nicht, Glätte erhält man 320 bis 330 Ctr., wovon der sechste bis dritte Theil rothe Glätte ist, mit 0,5 bis 0,7 Pfdth. Silber im Ctr. und als solche in den Handel geht. Man sucht die Bildung dieses Produktes dadurch mit zu befördern, dass die ablaufende Glätte in beträchtlichen, bis 15 Ctr. schweren Stücken an der Ofenbrust allmälich erkaltet. Die übrige Glätte mit einem Silbergehalte von circa 1 Pfdth. im Silber wird verfrischt, as Blei aber pattinsonirt. Die Zeitdauer eines Treibens ist etwa 80 Stdn. Man erhält 38 bis 40 Ctr. Heerd mit 60 Pfd. Blei und $2\frac{1}{2}$ Pfdth. Silber im Ctr., welcher in die Bleiarbeit zurückgeht. Der Brennmaterialaufgang berechnet sich für 100 Ctr. Werkblei zu 1,5 bis 1,6 Klftr. (à 108 Cubfs.) Holz. Der Bleiverlust beträgt durchschnittlich 8 Proc. Das erfolgende Blicksilber, im Gewicht von circa 520 bis 530 Pfd., wird in einem kleinem Flammofen raffinirt. Neuerdings sind die auf der Muldner Hütte befindlichen zwei Treibheerde mit unterirdischen Condensationskanälen und einer hohen Esse in Verbindung gebracht worden, die Kanäle schliessen sich unmittelbar an die Schür- nnd Brustöffnung an.

Die Treibarbeit in Oefen mit beweglichem Heerde. Bei diesen in Fig. 21 *a* und *b* abgebildeten, vorzugsweise in England angewendeten Oefen, welche bei weitem weniger als die deutschen Treibheerde fassen, wird die Heerdmasse ausserhalb des Ofens in einen elliptischen eisernen Ring von etwa $3\frac{3}{4}$ Zoll Höhe, 4 Fuss langer und $2\frac{1}{2}$ Fuss kurzer Axe eingetragen. Der Ring hat als Boden nur vier breite eiserne Stäbe, welche parallel der kurzen Axe den Boden kreuzen. Als Heerdmasse bedient man sich entweder eines Gemisches

von feiner Knochen- oder (unausgelaugter) Holzasche oder man nimmt mit Pottaschelösung angefeuchtete Knochenasche.

Fig. 30 a und b.




Die Masse wird bis zur Höhe des Rahmens festgestampft, dann aber ausgehöhlt bis sie im Mittelpunkte des Testes nur $^3/_4$ Zoll stark ist. An den Seiten lässt man einen Rand, der oben 2 Zoll und unten $2^1/_2$ Zoll breit ist, an der Vorderseite oder Brust bleibt er 5 Zoll dick, hier befindet sich eine $^5/_4$ Zoll breite Oeffnung zum Abfluss der Glätte. Der so hergestellte Test *t* wird in den Ofen eingesetzt, wo er auf einem eisernen Ringe ruht. Die Verbrennungsprodukte ziehen durch einen getheilten Fuchs nach der Esse *e*. Die Erhitzung des Testes erfolgt langsam bis zur Rothgluth, ist diese erreicht, so wird aus dem mit einer besonderen Feuerung versehenen Kessel *d* geschmolzenes Werkblei auf den Test gegeben, bis derselbe (bei circa 5 Ctr.) damit gefüllt ist. Das Blei überzieht sich

mit einer Kruste, welche durch Steigerung der Hitze flüssig gemacht wird, man lässt hierauf das Gebläse an, dessen Windstrahl die Glätte nach vorn treibt, so dass sie durch die Arbeitsöffnung, welche mit einem Rauchfange *g* zur Abführung der Bleidämpfe nach der Esse *e* versehen ist, abfliessen kann. In dem Verhältniss, als dies geschieht, wird Blei nachgetragen, entweder indem man es vorher wie angegeben schmilzt oder indem man Bleibarren nach dem Innern des Ofens durch zwei zu beiden Seiten der Form deshalb angebrachte Oeffnungen nachschiebt. Man arbeitet in dieser Weise fort, bis 4 bis 5 Tonnen Blei eingesetzt sind, treibt dann so weit ab, bis das Silber in 1 Ctr. Blei concentrirt ist und schöpft die Legirung entweder aus oder sticht sie durch den Boden des Testes ab. Nach Verschluss des Stichs treibt man auf demselben Teste wiederum ab. Mehrere solche Concentrationstreiben geben ein Reichtreiben, welches bis zum Blicke des Silbers fortgesetzt wird.

Anstatt des Gebläsewindes lässt man auf mehreren Hütten, wo die eben beschriebenen Treiböfen im Gebrauch sind, einen Dampfstrom auf die Oberfläche des geschmolzenen Bleies wirken, wodurch Glätte von besserer Beschaffenheit erhalten werden soll.

### d) Feinbrennen oder Raffiniren des Silbers.

Das auf den meisten Hütten beim Treibeprozess zurückbleibende oder auch bei anderen, namentlich nassen Silbergewinnungsmethoden unmittelbar erhaltene Silber besitzt nicht den erforderlichen Grad von Reinheit und muss deshalb von den geringen Beimischungen anderer Metalle noch befreit werden. Man nennt diese Reinigung des Silbers und vorzugsweise desjenigen, welches man beim Abtreiben erlangt hat, das Feinbrennen. Die Operation ist in diesem Falle nichts weiter als eine Fortsetzung der Treibearbeit, nur dass man die letzten Antheile des Bleies nicht auf dem grossen Heerde der Treiböfen abscheidet, weil das Silber nur durch starke Hitze und daher nur durch einen grossen Aufwand an Brennmaterial in dem weiten Raume im flüssigen Zustande erhalten werden kann, sondern dass man den Oxydationsprozess in einem mehr concentrirten Raume beendigt. Bestehen die

das Silber verunreinigenden Beimischungen nicht aus Blei, oder macht dieses nicht den überwiegenden Bestandtheil der beigemischten Metalle aus, so giebt man wohl einen Zusatz von Blei, indem sonst die Abscheidung dieser fremden Stoffe nur durch sehr langes Schmelzen bei Zutritt von Luft zu erreichen sein würde. Es bildet sich daher stets beim Feinbrennen Glätte, welche man aber nicht wie bei der Treibarbeit ablaufen, sondern in die poröse Masse (Asche, Knochenasche, Mergel) einziehen lässt, aus welcher die feuerfeste Unterlage hergestellt ist*).

Das Feinbrennen wird entweder auf beweglichen oder unbeweglichen Heerden ausgeführt. Die beweglichen Heerde (Teste) befinden sich entweder vor einem Gebläse oder unter einer Muffel, oder werden in Flammöfen von ähnlicher Construction, wie die oben erwähnten englischen Treibeöfen eingesetzt. Die unbeweglichen Heerde haben entweder die Form der Treibeöfen oder diejenige der beim Silber- und Kupferhüttenbetriebe üblichen Flamm-Schmelzöfen, nur mit entsprechend geringeren Dimensionen.

Feinbrennen auf beweglichen Heerden. Diejenige Einrichtung, bei welcher das Feinbrennen vor dem Gebläse

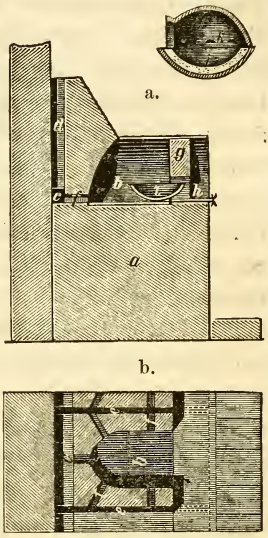
*) Befindet sich in den verschmolzenen Erzen ein geringer Wismuthgehalt, so concentrirt sich derselbe schliesslich im Blicksilber und geht in diese beim Raffiniren des letzteren entstehende Heerdkruste mit über, aus welchem Produkte dann das in neuerer Zeit ziemlich werthvoll gewordene Metall gewonnen werden kann. Der wismuthhaltige Heerd kann zu dem Ende reducirt, die erhaltene Legirung aber nach der von Patera für wismuthhaltiges Blei angegebenen Methode (Berg- und hüttenm. Ztg. 1859. S. 287) abgetrieben werden. Die hierbei zu Anfang entstehende Glätte ist wismutharm, dagegen concentrirt sich der Wismuthgehalt mehr und mehr in der zuletzt ablaufenden Glätte, welche für sich reducirt wird, um demselben Verfahren nochmals unterworfen zu werden, wobei zuletzt ein fast bleifreies Wismuth zurückbleibt. Auch auf nassem Wege lässt sich der Wismuthgehalt aus der Heerdmasse abscheiden, wenn das letztere Produkt mit Salzsäure, welche mit der Hälfte ihres Gewichts Wasser verdünnt ist, in der Kälte behandelt und der Rückstand mit einer ähnlichen nur etwas verdünnteren Mischung mehrmals ausgesüsst wird. Das Wismuth wird aus der Lösung durch Verdünnen derselben mit Wasser als basisches Chlorwismuth gefällt, dieses abfiltrirt, getrocknet und reducirt. Das erhaltene Wismuth ist ebenfalls nicht ganz bleifrei. Der silberreiche Rückstand von der Auflösung enthält das Blei als Chlorblei und wird entweder für sich zu Reichblei reducirt oder bei der Bleiarbeit mit zugeschlagen.

stattfindet, hat Aehnlichkeit mit dem bereits Bd. I, S. 169 abgebildeten und beschriebenen kleinen Kupfergaarheerde. Ein solcher Silberfeinbrennheerd besteht ebenfalls aus einem unter einer Mantelesse aufgemauerten Heerd, in welchem sich nahe der Brandmauer vor einer Form eine concave Vertiefung, die Heerdgrube, befindet, in welche die mit der feuerfesten Unterlage ausgeschlagene Testschüssel gesetzt wird. Das Silber wird in Posten von 20 bis 30 Pfd. eingeschmolzen, indem man vor die Düse einige glühende Kohlen legt, um den Test herum einen blechernen Kranz setzt, diesen mit Holzkohlen füllt und das Gebläse anlässt. Nach dem Einschmelzen des Silbers werden Kranz und Kohle entfernt und die zur Fortsetzung des Treibens erforderliche Hitze blos dadurch unterhalten, dass man einige dünne und trockene Holzscheite zwischen Form und Test legt und auf diese etwas Holzkohle schüttet, so dass der Windstrahl die aus dem Holze hervorbrechende Flamme über das Silber hinwegführt. Von Zeit zu Zeit rührt man das treibende Silber um und überzeugt sich endlich von der Beschaffenheit desselben durch Eintauchen eines eisernen Probehäkchens. Erscheint der diesem Häkchen anhaftende Silbertropfen ganz fleckenlos und beim Erkalten unter Aufspratzen von rein silberweisser Farbe und zeigt ebenso das flüssige Metall eine vollkommene Spiegelung, so wird das Gebläse entfernt, das Silber aber vorsichtig mit Wasser abgekühlt. Bei dieser früher in Freiberg üblichen Weise des Feinbrennens brauchte man zu einer Post von 25 Pfd. Blicksilber durchschnittlich 2 St. Zeit und hatte einen Verbrauch von 2,2 Cubikfuss Holzkohlen und 1,2 Cubikfuss Scheitholz.

Das Feinbrennen auf beweglichem Heerde unter der Muffel ist am Ober- und Unterharz in Anwendung, die Construction der Oefen erhellt aus Fig. 31 (a) Verticaldurchschnitt, (b) Horizontaldurchschnitt und (c) Test mit Muffel im Durchschnitt. Man hat grössere und kleinere Oefen dieser Art. Die kleineren Oefen sind niedrige, starkbauchige, birnförmige Schachtöfchen *b* vorn offen und unten mit Zugöffnungen *f* versehen. Das Zugloch an der Hinterseite steht mit einem, mehreren Oefen gemeinschaftlichen Hauptkanal *c*, die Löcher an der Seite mit der verticalen Spalte *e* in Verbindung. *d* ebenfalls vertikaler Zug, *i* Testpfanne, *g* lose Mauern von

Barnsteinen mit einer 8 Zoll breiten und 6 Zoll hohen Arbeitsöffnung *h*. Es stehen gewöhnlich mehrere solcher kleinen durch Mauern getrennte Oefen nebeneinander, die grösseren haben ganz dieselbe Einrichtung, nur ist ihrer Weite wegen der fehlenden Zwischenräume bedeutend grösser. Der aus Mergel oder Aescher hergestellte Test wird mittelst etwas Asche fest und horizontal eingesetzt, dann aber mit einer Muffel *k*, welche mit Zuglöchern versehen, überdeckt. Die offene Vorderseite des Ofens wird mit Barnsteinen lose vermauert bis auf eine mit der Muffelmündung communicirende Oeffnung, durch welche das Blicksilber eingetragen wird. Die Einsätze gehen von 22 bis 45 Pfd. und sind deshalb die Teste von verschiedener Grösse. Der Raum *b* wird mit Kohlen gefüllt und diese entzündet, die Muffelmündung aber ebenfalls mit einer Kohle geschlossen. Nach dem Einschmelzen des Silbers — nach circa 2 Stunden — wird die Kohle von der Muffelmündung entfernt, das Metall öfters mit einem Haken umgerührt und der Prozess bei abwechselnd geöffneter und geschlossener Arbeitsöffnung, je nachdem es die Temperatur erfordert, so lange fortgesetzt, bis sich auf der Oberfläche des Metallbades keine Glättaugen mehr zeigen und das Silber vollkommen spiegelt. Man lässt nach einiger Abkühlung Wasser auf das Metall laufen, sobald dasselbe aber zu spratzen beginnt, hält man die Oberfläche in der Mitte durch Rühren mit einem Haken offen und nimmt endlich das Silberstück mit einer Zange aus dem Test.

Fig. 31 a, b und c.




Auf Okerhütte werden auf diese Weise 100 Mark Blicksilber (welche durchschnittlich 94 Mark Brandsilber liefern) in 5 bis 6 Stunden feingebrannt, mit einem Aufgange von $^3/_4$ Maass oder 7,5 hannov. Cubikfuss Holzkohlen.

Diejenige Einrichtung, bei welcher man den Test in einen Flammofen einsetzt, hat die grösste Aehnlichkeit mit dem

S. 257 beschriebenen englischen Treibeofen. Das Silber wird nach beendigtem Prozess entweder im Heerde mit Wasser abgekühlt oder ausgeschöpft, oder durch eine im Boden des Testes eingestossene Oeffnung in eine untergesetzte Pfanne abgestochen. An einigen Orten, z. B. in Tarnowitz und Kongsberg*) hat man zweckmässige Vorrichtungen zur besseren Handhabung des Testes angebracht, der letztere befindet sich nämlich auf einem kleinen eisernen, auf Schienen beweglichen Wagen und kann in den unten ganz offenen Ofen geschoben werden. Mittelst eines Schraubengewindes, eines horizontalen und verticalen Kammrades, welches letztere an einer horizontalen, ausserhalb des Ofens mit einer Kurbel versehenen Welle befestigt ist, lässt sich der Test beliebig senken und heben. Während der Arbeit steht er horizontal und bildet wie ein auf festen Trägern ruhender Test den Heerdboden. In Kongsberg (a. a. O.) kann ausserdem nach beendigtem Feinbrennen der Test durch eine besondere Vorrichtung, mittelst welcher man im Stande ist denselben abwechselnd zu neigen und wieder zu heben, in Formen entleert werden. Die Feuerung erfolgt in solchen Oefen entweder mit Holz oder Steinkohlen.

Feinbrennen auf unbeweglichem Heerde Die hierbei üblichen Oefen haben, wie schon erwähnt, meist die Form der deutschen Treibeheerde oder ähneln den bei Silber- und Kupferschmelzprozessen üblichen Flammschmelzöfen, die letzteren sind dann indess ebenfalls am zweckmässigten mit beweglichem Gewölbe versehen, um das Einbringen und Herausnehmen der Heerdmasse zu erleichtern. Das Brennmaterial besteht gewöhnlich aus Holz oder Steinkohlen, in Mansfeld**) bedient man sich beim Raffiniren des Cementsilbers von der Ziervogel'schen Extractionsmethode der Gasfeuerung. Auf den Freiberger Hütten raffinirt man das Blicksilber in einem kleinen Flammofen von der Form der daselbst gebräuchlichen Flammschmelzöfen (Bd. II. S. 108), aber mit beweglichem Gewölbe wie bei einem Treibhute versehen. Zu beiden Seiten der Feuerbrücke kann Gebläseluft eingeführt werden, die

*) Berg- und hüttenm. Zeitg. 1855. S. 106.

**) Grützner, die Augustin'sche Silberextraction 1851. S. 118.

Feuerung erfolgt mit Steinkohlen. Man raffinirt gewöhnlich Quantitäten von 20 bis 24 Ctr., setzt diese indess nicht auf ein Mal, sondern nach und nach ein. Nach beendigtem Einschmelzen wird ein schwacher Windstrom auf die Oberfläche des Silbers geleitet und das Metallbad von Zeit zu Zeit mit einem gekrümmten Haken umgerührt. Zeigt bei vollkommnem Spiegel des Silbers eine herausgenommene Probe auf dem Bruche einen atlasartigen Glanz und eine silberweisse Farbe, so hat das Metall den nöthigen Grad von Feinheit erlangt und wird in gusseiserne Pfännchen, welche 18 bis 20 Pfd. fassen, ausgegossen. Der Abgang beträgt 3 bis 3,5 Proc. Das Silber hat einen Feingehalt von 99,6 bis 99,8 Proc. Die Dauer eines Raffinirens von 20 Ctr. währt 10 bis 12 Stunden, der Aufgang von Steinkohlen während dieser Zeit beträgt 3 bis 4 Scheffel. Aus dem Heerde, welcher gegen 20 Proc. Wismuth enthält, wird auf die oben (S. 259 Anmerk.) erwähnte Weise auf nassem Wege das Wismuth extrahirt.

Von den im Vorstehenden beschriebenen Verfahrungsarten, das Silber feinzubrennen, ist diejenige in Flammöfen die einfachste und vortheilhafteste; das Verfahren unter der Muffel ist reinlich, indess mit einem sehr bedeutendem Brennmaterialaufgange verbunden und für unreinere Blicksilber nicht zu empfehlen; das Feinbrennen vor dem Gebläse erfordert nur geringen Aufwand an Brennmaterial und eignet sich besonders für unreineres Blicksilber, welches einer kräftigen Oxydation bedarf, die Leitung des Prozesses ist allerdings schwieriger und grössere Vorsicht nothwendig, als beim Feinbrennen unter der Muffel, auch tritt durch den Gebläsestrom ein entschieden grösserer Silberverlust in Folge von Verflüchtigung ein.

Das Umschmelzen und nach Befinden Raffiniren des Silbers in Tiegeln wird weniger bei Blicksilber als vielmehr bei dem (gewöhnlich kupferhaltigen) Amalgamirsilber, sowie bei dem durch Ausfällen mit Kupfer erhaltenen Cementsilber angewendet. Das Schmelzen geschieht entweder in Graphit-, gusseisernen oder schmiedeeisernen*) Tiegeln im Windofen oder in einem Flammofen. Eiserne Tiegel sind der grösseren

*) Berg- und hüttenm. Zeitg. 1853. S. 455. Dingler's Journ. Bd. 127. S. 36.

Dauerhaftigkeit halber vorzuziehen, auch kann die Feuerung bei denselben mit Steinkohlen erfolgen. Die Abscheidung und Entfernung der das Silber verunreinigenden Stoffe (Pb, Ni, Fe, Sb) wird durch Aufstreuen von etwas Knochenasche, in welche sich besonders das Bleioxyd hineinzieht, oder durch Aufgeben von etwas Borax und Salpeter befördert.

## II. Silbergewinnung auf nassem Wege.

### A. Amalgamation.

Die Amalgamation der Silbererze wurde um die Mitte des 16. Jahrhunderts in Mexiko erfunden und verschaffte sich dort bei dem Mangel an Brennmaterial, sowie bei der Einfachheit der zu dem Verfahren erforderlichen Apparate bald vielfach Anwendung. Gegen Ende des 18. Jahrhunderts wurde diese amerikanische Methode nach Europa verpflanzt und hier bald zu einer Vollkommenheit gebracht, deren sich jene Methode nicht zu rühmen vermag, man bezeichnete deshalb auch dieses verbesserte Verfahren mit dem Namen der europäischen Amalgamation. Der einfache und doch so vollkommene Prozess forderte auch hier, da das Silber aus den Erzen schnell ausgebracht wurde und nicht, wie es beim Schmelzen der Fall, lange in Produkten herumgeschleppt zu werden brauchte, ebenso Silberverluste und Selbstkosten geringer als beim Schmelzen sich herausstellten, überall, wo dies nur die Beschaffenheit der Erze erlaubte, entschieden zur Einführung auf. Mit wechselndem Glücke hat sich die Amalgamation an diesen Orten behauptet, bis sie in neuerer Zeit jedoch hier und da gänzlich verdrängt wurde, und zwar sowohl durch Vervollkommnung der Schmelzprozesse, als auch durch zweckmässigere Methoden auf nassem Wege.

Jenes amerikanische Verfahren, wie dasselbe auch jetzt noch dort zur Anwendung gelangt, besteht im Allgemeinen darin, das Silber in den möglichst zerkleinten Erzen auf nassem Wege durch Einwirkung von Kupfer- und Eisenchlorid in Chlorsilber zu verwandeln, letzteres aber durch Quecksilber wieder zu zersetzen und mit einem andern Theile desselben als Amalgam abzuscheiden. Bei der europäischen Methode wird diese Umänderung des Silbers in Chlorsilber

durch Rösten mit Kochsalz, die Zersetzung des Chlorsilbers aber durch Eisen bewirkt, das Quecksilber dient hier nur als Ansammlungsmittel für das Silber. Aus dem Amalgam wird durch Erhitzen desselben das Quecksilber entfernt.

### a) Amerikanische Methode.

Die zu amalgamirenden Erze werden auf nassen Mühlen zu einem möglichst feinen Pulver gebracht und in noch feuchtem Zustande auf dem Amalgamirhofe in Haufen (Montonen) von 15 bis 32 Ctr. aufgestürzt. Man versetzt hierauf die Montone mit 2 bis 20 Proc. Kochsalz, je nachdem dasselbe rein oder unrein ist. Einige Tage nach diesem Zusatze erfolgt die sogenannte Incorporation, das Durchtreten oder Trituriren der Haufen durch Thiere und Menschen, man überstreut sie dann mit 1 bis 6 Proc. Magistral, d. i. ein Gemenge von nicht zu stark geröstetem Kupfer- und Schwefelkies, triturirt wieder und giebt nun den ersten Quecksilberzusatz, nachdem der Haufen etwas geebnet worden. Das Quecksilber wird durch Tücher gepresst und so als feiner Regen über die ganze Fläche verbreitet, das Trituriren beginnt aufs Neue und wird von jetzt an einen Tag um den andern wiederholt. Man beobachtet sorgfältig den Zustand und die Temperatur des Haufens und unterhält durch Magistral-, Kalk-, Kochsalz- oder Quecksilberzuschläge, verbunden mit den nöthigen Triturirungen, den Prozess, bis die Entsilberung beendet ist; das Anhalten hierbei geben genommene Proben, welche geschlämmt werden, aus dem Ansehen des Amalgams lässt sich der Gang des Prozesses beurtheilen. Es erfordern indess diese Beobachtungen lange Erfahrung und scharfen Blick. Die Trennung des Amalgams von den Rückständen geschieht in grösseren Bottichen, welche mit beweglichem Quirl versehen sind, das Amalgam wird in Glockenöfen ausgeglüht.

Während bei der später beschriebenen europäischen Methode das Chlorsilber auf trocknem Wege gebildet wird, erzeugt sich dasselbe in vorliegendem Falle in den Montonen auf nassem Wege*). Durch Einwirkung des Kochsalzes auf

*) Ueber die Theorie der amerikanischen Methode s. Ann. Chem. Phys. 51. p. 337. p. 520. Desgl. Berg- und hüttenm. Zeitg. 1845. S. 671.

das schwefelsaure Kupferoxyd des Magistrals entsteht schwefelsaures Natron und Kupferchlorid, das letztere giebt sowohl Chlor an das gediegene Silber ab und geht dabei in Kupferchlorür über, als auch wirkt es zersetzend auf einen Theil des Schwefelsilbers und verwandelt dieses durch Abtreten von Chlor und unter Freiwerden des Schwefels in Chlorsilber, wofern überschüssiges Kochsalz vorhanden ist, in welchem das sich bildende Kupferchlorür gelöst bleibt, dieses zersetzt sich dann mit einem andern Theile des Schwefelsilbers in Halbschwefelkupfer und Chlorsilber. Das erzeugte Chlorsilber wird durch das hierauf zugefügte Quecksilber in Silber, resp. Amalgam und Quecksilberchlorür verwandelt. Es geht daher ziemlich viel Quecksilber verloren.

Die Haufenamalgamation eignet sich ganz für Amerika, wo sie gewöhnlich durch klimatische Verhältnisse unterstützt wird, die Herrichtung maschineller Vorrichtungen, wie sie die europäische Methode bedarf, grosse Schwierigkeiten hat, sowie Brennmaterial und Kochsalz kostbar sind, sie ist indess mit einem höchst bedeutenden Zeitaufwande und einem acht bis zwölfmal grösserem Quecksilberverluste verbunden, als die europäische Methode und bringt auch das Silber unvollkommen aus.

### b) Europäische Methode.*)

1) Amalgamation der Erze. Die zu amalgamirenden Silbererze müssen möglichst frei von Blei, Wismuth, Kupfer, Kobalt, Nickel und Gold sein, weil die erstern drei Metalle störend auf den Amalgamationsprozess einwirken, indem nicht nur das Silberamalgam mit merklichen Mengen von derselben verunreinigt ausfällt, sondern auch leicht silberreiche Rückstände verbleiben und dann auch, weil die genannten sechs Metalle, wenn die bei der Amalgamation erhaltenen Rückstände nicht verschmolzen werden, gröstentheils verloren gehen. Dagegen kann das Silber in gediegenem (jedoch fein zertheiltem) Zustande, oder an Schwefel, Arsen,

Malaguti und Durocher, über das Vorkommen und die Gewinnung des Silbers; deutsch von Hartmann 1851. p. 119. Karsten's Archiv 2. R. XXV. p. 174. Desgl. Berg- und hüttenm. Zeitg. 1852. p. 815.

*) Winkler, die europäische Amalgamation der Silbererze und silberhaltigen Hüttenprodukte. 18 S.

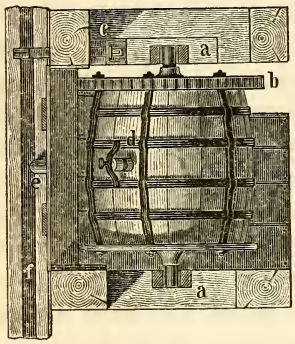
Antimon etc. gebunden, vorhanden sein. Hinsichtlich der erdigen Gemengtheile der Erze ist zu bemerken, dass sowohl quarzige als auch kalkige Erze für sich amalgamirt, weniger günstige Ergebnisse zeigen, als wenn eine Mengung derselben stattfindet, thonige Erze lassen sich schwer amalgamiren. Von Wichtigkeit ist es, Erze auszuwählen, welche schon in sich selbst den zur Zerlegung des Kochsalzes bei der Röstung und zur Erzeugung einer hinlänglichen Menge Chlordämpfe erforderlichen Kiesgehalt besitzen, damit man nicht genöthigt ist, besondere taube Kieszuschläge zu geben. Der Gehalt an Kies wird durch die bereits S. 235 beschriebene Rohsteinprobe ausgemittelt. Anstatt des Kieses bedient man sich in solchen Fällen wohl auch des Rohsteins und Eisenvitriols. Sind die Erze zu reich an Kies, so muss man sie, bevor das Kochsalz dazu kommt, vorrösten, um den richtigen Rohsteingehalt zu erlangen. Möglichst feines Korn ist ein Haupterforderniss der Amalgamirerze und daher sind auch Wascherze geeigneter als gepochte.

Die erste Arbeit, welcher die mit (10 bis 12 Proc.) Kochsalz beschickten Erze unterwerfen werden, ist die Röstung, welche in Flammöfen vorgenommen wird. Die Röstposten haben eine Stärke von 4—4½ Ctr. und bleiben circa 5 Stunden im Ofen. Die Röstung zerfällt in drei Perioden, in das Anrösten (Anfeuern), Abschwefeln und Gutrösten. Vor dem eigentlichen Anrösten wird die auf dem dunkelrothglühenden Heerde ausgebreitete Beschickung unter fortwährendem Rühren und Klopfen vollständig getrocknet, dann aber allmählich stärker erhitzt, bis sie endlich nach circa 2 Stunden stark glüht und die folgende Periode des Abschwefelns beginnt. Da der verbrennende Schwefel in dieser Periode viel Wärme entwickelt, so bringt man während dieser Zeit kein neues Brennmaterial auf den Rost. Unter Entwicklung von schwefliger Säure bilden sich jetzt schwefelsaure Salze und Metalloxyde, theilweis bleiben aber auch Schwefelverbindungen noch unzersetzt. Ist der Geruch nach schwefliger Säure verschwunden und die Temperatur bis zur Dunkelrothgluth herabgezogen, so folgt endlich das Gutrösten bei vermehrter Hitze, die Beschickung schwillt auf, es zeigen sich Dämpfe von Chlor, Eisenchlorid, Chlorwasserstoffsäure etc., welche auch nach

$^3/_4$ Stunden, wenn die Röstpost aus dem Ofen gezogen wird, noch nicht verschwunden sind; hauptsächlich in dieser Periode erfolgt die Chlorsilberbildung.

Die geröstete Beschickung passirt einen Durchwurf und Siebe, da immer ein Theil zusammengebacken und in Folge dessen nicht zersetzt ist. Die gröbsten Theile werden gemahlen, mit etwas Kochsalz beschickt und von Neuem geröstet, die feinern Theile aber gemahlen und dem Anquicken übergeben. Man bezeichnet damit diejenige Arbeit, bei welcher das Mehl in Fässern mit Wasser, Eisen und Quecksilber zusammengebracht wird. Die Einrichtung eines solchen Amalgamirfasses ist aus Fig. 32 zu ersehen und bereits Bd. I. S. 225 beschrieben worden.

Fig. 32.




In jedes Fass kommen 10 Ctr. Mehl und etwa 3 Ctr. Wasser, Eisen (70 bis 110 Pfd.) ist noch von der vorigen Post in dem Fasse enthalten. Durch zweistündiges langsames Umdrehen des Fasses bildet sich ein zäher Brei von der richtigen Consistenz. Alle in Wasser löslichen Salze (Glaubersalz, unzersetztes Kochsalz, verschiedene erdige und metallische schwefelsaure und Chlorverbindungen) sind in Lösung gegangen und bilden eine zur Unterhaltnng des galvanischen Prozesses nothwendige Lauge, ebenso sind die Chlorsilbertheilchen entblösst und für das nunmehr einzubringende Quecksilber zugänglicher geworden, auch haben sich durch das vorhandene Eisen in dieser Periode Eisen- und Kupferchlorid, in dem Quecksilber unschädliche Chlorüre verwandelt. Ist der Quickbrei von der richtigen Beschaffenheit, so werden 5 Ctr. Quecksilber in das Fass gegeben, letzteres aber jetzt gegen 20 Stunden lang mit einer etwas grösseren Geschwindigkeit als vorher in Umdrehung gesetzt. Während dieser Periode findet die fernere Zersetzung des Chlorsilbers durch das Eisen statt, das Eisenchlorür geht in die Lauge über, das abgeschiedene Silber wird vom Quecksilber aufgenommen. Das in dem zähen Quickbrei vertheilte Amalgam wird endlich dadurch vereinigt,

dass man das Fass in Stillstand versetzt, mit Wasser füllt und dann noch 2 Stunden hindurch langsam bewegt. Das zusammengegangene Amalgam lässt man hierauf aus der kleinen Spundöffnung in einen ledernen Schlauch nach dem dazu bestimmten Behältnisse abfliessen, während die Rückstände durch Oeffnen des grossen Spundes entfernt werden und in besondere Bottiche gelangen. Das Amalgam wird stark ausgepresst, das durchfliessende Quecksilber enthält sehr wenig Silber, welches bei dem wiederholten Gebrauch nicht verloren geht. Das Amalgam besteht in der Hauptsache aus Quecksilber (gegen 85 Proc.) und enthält 10—12 Proc. Silber, sowie einige Procente von den in den Erzen vorhanden gewesenen fremden Metallen (Kupfer, Blei, Antimon etc.). Das Ausglühen des Amalgams geschieht entweder auf eisernen Tellern unter einer Glocke oder in eisernen Retorten. Die Teller befinden sich über einem mit Wasser gefüllten Reservoir, bis in welches die Glocke reicht, um letztere wird ein Feuer von Torf oder Holzkohlen unterhalten, die Quecksilberdämpfe schlagen sich im Wasser nieder. In der Retorte kommt das Amalgam in eiserne Schüsseln, an ihrem hintern Ende setzt sich die Retorte in ein langes, engeres Rohr fort, welches nach Befinden durch Wasser kühl erhalten wird, das verdichtete Quecksilber sammelt sich in einer Vorlage an. Das Ausglühmetall muss jedenfalls noch durch Umschmelzen (am zweckmässigsten in eisernen Tiegeln) gereinigt und in geeignete Formen gebracht werden.

Die Amalgamirrückstände enthalten immer noch feinzertheiltes Amalgam und werden daher sammt der Flüssigkeit in Waschbottiche gebracht, in denen sie durch Rührvorrichtungen einige Zeit in Bewegung erhalten werden. Die leichtere Masse läuft endlich in Sümpfe, wo sie sich absetzt, um entweder, wenn darin noch nutzbare Metalle in grösserer Menge enthalten sind, verschmolzen, oder wenn diess nicht der Fall, weggestürzt zu werden, ihr Silbergehalt beträgt im günstigsten Falle immer noch $^1/_4$ Loth Silber im Ctr. Das am Boden des Bottichs abgesetzte amalgamhaltige Quecksilber wird ausgeschöpft, ausgepresst und das erhaltene (ziemlich unreine) Amalgam (Waschbottichamalgam) ausgeglüht und mit eingeschmolzen, der dabei befindliche schwerere

Schlamm aber nochmals in einem rotirenden Fasse mit Quecksilber und Eisen behandelt, das Amalgam kommt mit zur Erzverquickung, die Rückstände sind verhältnissmässig noch zu silberreich und müssen wo möglich verschmolzen werden.

Die Amalgamirlauge, welche ausser schwefelsaurem Natron und Chlornatrium verschiedene andere Salze enthält, kann auf Glaubersalz versotten werden.

Der Silberverlust bei der europäischen Erzamalgamation rührt hauptsächlich von dem in den Rückständen verbleibenden Silber her. Bei dem Betriebe in Freiberg betrug derselbe 3 bis $4^1/_2$ Proc., hierzu kommen noch beim Rösten, Sieben, Mahlen etc. 2 bis 4 Proc., so dass der ganze Verlust zwischen 5 und 9 Proc. schwankt. Der Quecksilberverlust betrug in Freiberg auf 1 Ctr. Erz 1,41 Lth., der bei weitem grösste Theil des Quecksilbers geht in den Rückständen und der Lauge verloren.

Zu Arivaca in Mexiko*) hat man übrigens in neuerer Zeit die europäische Amalgamation eingeführt. Man amalgamirt daselbst silberhaltige Kupfererze mit 25 bis 50 Proc. Silber und 15 bis 30 Proc. Kupfer. Die Erze werden mit 10 Proc. Kochsalz und (um die Bildung von Chlorkupfer und auch den Quecksilberverlust zu vermindern) mit 3 bis 5 Proc. Kalk geröstet. Der Silberverlust bei der Röstung soll bis 15 Proc. betragen. In die Fässer kommt statt des Eisens Kupfer, um die Bildung von Kupferamalgam soviel als möglich zu vermeiden. Man hat $3^3/_4$ bis 4 Unzen Quecksilberverlust pro Mark Silber.

2) Die Amalgamation von Produkten**) (Rohstein, Kupferstein, Schwarzkupfer Speise) findet nicht häufig Anwendung, ja hat man sie z. Th. an den Orten, wo sie eingeführt war, wieder abgeworfen und durch zweckmässigere Prozesse ersetzt. Von der Amalgamation des Kupfersteins z. B. wurde früher im Mansfeld'schen Anwendung gemacht. Man unterwarf den zerkleinten Stein einer Rohröstung, sümpfte ihn dann mit Kochsalz und Kalk ein, worauf die Masse gut

*) Berggeist 1860. Nr. 8.

**) Winkler c. l. p. 154, 171, 187, 191.

getrocknet und hierauf gaar geröstet wurde. Die in den roh gerösteten Steinen enthaltenen schwefelsauren Salze des Eisens und Kupfers werden durch Einsümpfen mit Kochsalz in Chlorverbindungen verwandelt, welche wiederum den grössten Theil des Silbers in Chlorsilber umändern, der Kalk aber zerlegt alsdann das gebliebene Kupfer- und Eisenchlorür in Oxydhydrat. Die Gaarröstung soll die noch vorhandenen rohen Steintheile zersetzen und das Silber vollständig in Chlorsilber umändern. Das Anquicken der gerösteten Beschickung erfolgte in ähnlicher Weise wie bei Erzen. Die Lauge benutzte man wegen ihres nicht unbedeutenden Kochsalzgehaltes (der durch die gegenseitige Zersetzung des schwefelsauren Natrons und Chlorcalciums entsteht) wieder zum Einsümpfen. Der Silberverlust betrug über 10 Proc., wovon der bei weitem grösste Theil in den Rückständen verblieb.

Bei der Amalgamation des Schwarzkupfers, welche ganz besonders in Ungarn und Siebenbürgen zur Anwendung und Ausbildung gelangt ist, wird dieses Produkt durch abwechselndes Glühen und Pochen zerkleint und endlich gemahlen. Das Mühlmehl röstet man mit 7 bis 9 Proc. Kochsalz. Die Zerlegung desselben erfolgt hierbei durch das metallische Silber, welches sich in Chlorsilber umändert, auch bildet sich etwas Kupferchlorid, welches ebenfalls zur Chlorsilberbildung mit beiträgt. Statt der Eisenplatten kommen beim Anquicken Kupferplatten oder zweckmässiger Kupferkugeln in die Fässer, man verhindert dadurch die Entstehung eines kupferreichen Amalgams. Enthält das Schwarzkupfer Blei, so gestaltet sich die Amalgamation weniger günstig, auch ist bei göldischem Schwarzkupfer die Extraction des Goldes unvollständig.

Bei der Amalgamation der Speise wird dieses Produkt zunächst einer sorgfältig geführten Vorröstung und hierauf einem Gaarrösten unter Zusatz von mindestens 2 Proc. Eisenvitriol und 8 Proc. Kochsalz unterworfen.

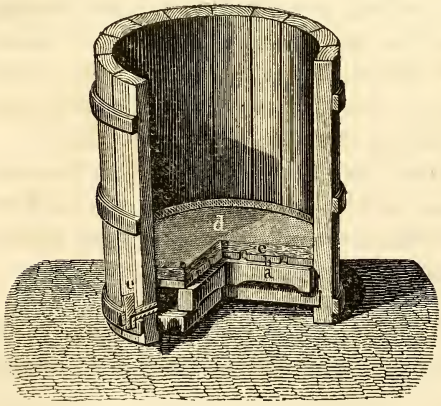
### B. Auflösung des Silbers in Erzen und Produkten durch verschiedene Lösungsmittel und Fällung daraus.

a) Augustinsches Verfahren. Von diesem Verfahren ist im Grossen bei der Entsilberung der Speise und besonders

des Kupfersteins Anwendung gemacht worden. Wie diess bei der im Vorhergehenden beschriebenen Amalgamation der Fall, so muss auch hier eine chlorirende Röstung vorausgehen, das entstandene Chlorsilber wird durch eine ziemlich concentrirte Kochsalzlösung extrahirt und daraus durch metallisches Silber gefällt. Für das Gelingen des Prozesses ist, was zunächst den Kupferstein anlangt, die Beschaffenheit desselben von Wichtigkeit*). Derselbe muss wegen des sonst leicht zu hoch ausfallenden Silbergehaltes des aus den Rückständen darzustellenden Kupfers, einen möglichst hohen Kupfergehalt haben, gleichzeitig aber auch wenig Blei, Zink, Arsen und Antimon enthalten. Blei und Zink geben durch ihre schwefelsauren Salze, die sich beim Vorrösten mit bilden und schwer (Zink) oder gar nicht (Blei) zersetzt werden, beim Gaarrösten Veranlassung zur Entstehung von flüchtigen Chlorverbindungen, welche leicht einen Silberverlust herbeiführen, während Antimon und Arsen wie bei der Amalgamation, bei der schweren Zersetzbarkeit ihrer Verbindungen mit Silber durch Chlor, reiche Rückstände zur Folge haben.

Der gepochte und gesiebte Kupferstein wird zunächst in Posten von circa 4 Ctr. dem Vorrösten unterworfen. Die Arbeit erfolgt am zweckmässigsten in Doppelröstöfen (Bd. I. S. 198. Fig. 51) und zwar das Vorrösten auf dem obern Heerde, das Todt- und Gaarrösten auf dem untern, letzteres nach Zusatz von 1 bis 5 Proc. Kochsalz, je nach der Reinheit des Kupfersteins. Der gut geröstete Stein wird zum Auslaugen in Laugfässer von der in Fig. 33 abgebildeten und bereits Bd. I. S. 226 beschriebenen Einrichtung gebracht.

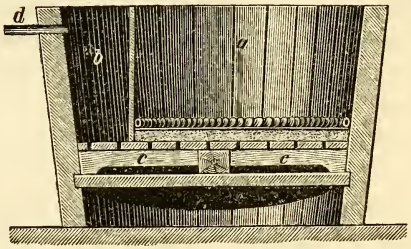
Fig. 33.




*) B. u. h. Zeit. 1854. S. 125.

In jedes Fass kommen 4—6 Ctr., die Kochsalzlauge wird erwärmt in die Fässer geleitet. Das Auslaugen erfolgt so lange, bis auf einem in die ablaufende Lauge gehaltenen Kupferbleche kein Silberniederschlag mehr wahrzunehmen ist, worauf die Rückstände etwas ausgesüsst und hierauf ausgeschlagen werden. Die ablaufende Lauge lässt man zunächst in Klärfässer treten, welche die aus Fig. 33 zu ersehende Einrichtung haben. Ein solches Fass ist in eine grössere Hälfte *a* und eine kleinere *b* getheilt, die Lauge tritt zunächst in *a*, geht durch eine Filtrirvorrichtung ganz ähnlich wie bei den Laugfässern und steigt dann in der kleineren Abtheilung *b* aufwärts, bis sie durch *d* zum Abfluss nach den mit einer Cementkupferschicht versehenen Fällgefässen gelangt; das Cementkupfer liegt ebenfalls auf einer Filtrirvorrichtung. Die aus den Silberfällgefässen ablaufende, kupferchlorürhaltige Lauge lässt man gewöhnlich der Sicherheit halber nochmals über Cementkupfer, dann aber in Fässer laufen, welche Eisenstücke behufs der Ausfällung des Kupfers enthalten. Die Lauge wird, nachdem sich durch Berührung mit der Luft ein Theil des Eisens als basisches Salz abgeschieden hat, wieder empor gehoben und zum Auslaugen verwendet, muss aber von Zeit zu Zeit von dem darin sich ansammelnden schwefelsauren Natron durch Auskrystallisirenlassen desselben befreit werden. Das Cementsilber ist bei unvollkommener Röstung und bei bleihaltigen Steinen durch Kupferchlorür und Chlorblei verunreinigt und muss deshalb durch längeres Auswaschen mit verdünnter Salzsäure und Wasser vor seiner Verschmelzung gereinigt werden. Dass erzeugte Cementkupfer wird zum Fällen des Silbers verwendet.*)

Fig. 33.




*) Eine specielle Beschreibung der Augustin'schen Extractionsmethode, welche in Mansfeld durch die für den dort erzeugten Kupferstein geeignetere Ziervogel'sche Wasserlaugerei verdrängt, auf den Freiberger

b) Ziervogel'sches Verfahren. Das von dem Genannten für die Entsilberung des besonders reinen Mansfelder Kupfersteins vorgeschlagene und ausgeführte Verfahren beruht darauf, dass man bei einer vorsichtig geführten oxydirenden Röstung dieses feinzertheilten Produktes in Flammöfen im Stande ist, die Schwefelmetalle von Kupfer und Eisen in freie Oxyde, das Schwefelsilber dagegen in schwefelsaures Silberoxyd umzuändern, welches dann mit Wasser ausgelaugt und aus der Lösung durch Kupfer gefällt wird.

In noch höherem Grade als dies bei der Kochsalzlaugerei der Fall sein muss, erfordert das in Rede stehende Verfahren besondere Reinheit des Steins von solchen Schwefelmetallen, die bei der Röstung sich entweder in schwefelsaure Oxyde umändern und dann geneigt sind zu sintern und die vorhandenen Silbertheile einzuhüllen, wie dies besonders bei Schwefelblei der Fall ist, oder die bei Abgabe ihres Schwefelgehaltes sich in Säuren umändern und so zur Bildung von in Wasser unlöslichen Silberoxydsalzen Veranlassung geben können (z. B. $\overset{\cdots}{\mathrm{Sb}}$,).

Im Mansfeld'schen*) gelangt der Prozess in folgender Weise zur Ausführung. Die Röstung des gepochten, resp. gemahlenen Kupfersteins erfolgt in Doppelröstöfen (Bd. I. Fig. 51), bei denen jedoch der obere Heerd keine selbstständige Feuerung hat, sondern nur durch die im untern Heerde erzeugte Wärme erhitzt wird. Eine Röstpost besteht aus circa 5 Ctr. Stein und circa 1 Ctr. reichen Laugrückständen, Röstgröbe etc. und bleibt 10 Stunden im Ofen, 5 St. im obern und eben so lange im untern Heerde. Kurz vor Beendigung des Röstens im obern Heerde werden zur leichtern Zersetzung der zu dieser Zeit in der Röstmasse vorhandenen schwefelsauren Metalloxyde, unter dieselbe 20 Pfd. Braunkohlenkläre gemengt, die Post aber durch eine beide Heerde mit einander

---

Hütten aber wegen der bei unreinem Stein stattfindenden, nicht unbeträchtlichen Metallverluste wieder verlassen worden ist, befindet sich in Grützner, die Augustin'sche Silberextraction 1851. Ueber das früher in Mansfeld und Freiberg übliche Verfahren s. Berg- u. h. Zeitg. 1852, S. 409. Ueber die in Tajowa vorgenommenen Versuche bei verschiedenartigen Lechen und Speisen s. Jahrb. d. k. k. geol. Reichsanstalt. Jahrg. 1854. Nr. 2. Desgl. Berg- u. h. Zeitg. 1855, S. 64.

*) Berg- u. h. Zeitg. 1861, Nr. 49.

verbindende Lutte in den mitterweile leer gewordenen untern Röstraum, in welchem die Oxydation und Todtröstung erfolgt, gebracht. Die Beschickung bleibt in dem rothglühenden Röstraume zunächst unter fortwährendem Krählen und einmaligem Wenden ohne Feuerung 2 Stunden liegen, hieran aber schliesst sich eine 3stündige Todtröstungsperiode mit steter Feuerung und allmäliger Steigerung der Hitze bis zur Hellrothgluth. In der letzten Stunde dieser Periode werden fortgesetzte Laugproben genommen, zeigt sich hierbei eine nur noch schwachblaue Färbung der Flüssigkeit und auf Zusatz von Kochsalz ein starker Niederschlag von Chlorsilber, so wird, um jede weitere Zersetzung der in der Röstmasse noch vorhandenen Vitriole zu vermeiden, die Post gezogen. Das Auslaugen des Silbervitriols wird in Gefässen, welche den oben bei der Augustin'schen Methode beschriebenen sehr ähnlich sind, vorgenommen; in ein Laugfass kommen gegen 5 Ctr. Röstmehl, der Laugprozess erfolgt zunächst mit heissem Wasser, dann aber mit Cementirlauge, welcher man, um eine Abscheidung basischer Salze zu verhüten, durch eine Vorrichtung tropfenweise Schwefelsäure zusetzt (per Post $^1/_2$ Pfd.). Die silberhaltige Lösung passirt einen Klärkasten und geht dann in die Silberfällgefässe, in denen sich Kupferbarren befinden; zur vollständigen Entsilberung der Lauge sind 3 Reihen solcher Fällgefässe vorhanden. Die Lauge geht endlich in ein Bassin, aus dem sie durch eine Druckpumpe gehoben wird, um von Neuem benutzt zu werden; ist sie zu kupferreich geworden, so lässt man sie über Eisenstücke gehen, dann aber fortfliessen. Nach circa 2 Stunden ist das Auslaugen einer Röstpost beendet. Der Rückstand darf per Ctr. Kupfer höchstens $^3/_4$ bis 1 Lth. Silber enthalten. Nach 24 Stunden wird das Kupfer aus den Cementirgefässen der ersten Reihe und nach 6 Tagen das aus der zweiten Reihe von dem Cementsilber gereinigt. Letzteres ist durch Gyps und Kupfer verunreinigt und wird deshalb in irdenen Schüsseln verwaschen, gut ausgesüsst, geballt, getrocknet und in einem Gasflammofen feingebrannt.

Der Ziervogel'sche Prozess hat in Mansfeld einen so hohen Grad von Vollkommenheit erreicht, dass im Jahre 1860 der Silbergehalt des dargestellten Gaarkupfers 0,0225 Pfd. und 1861 nur 0,0215 Pfd. im Zollcentner betrug.

Mit günstigem Erfolge hat man in Schemnitz*) die Ziervogel'sche Methode auf die Entsilberung von kupferarmen Rohlechen, welche einen nicht unbedeutenden Gehalt an Antimon, Arsen und Zink haben, angewendet; man fällt dort das Silber aus der Lösung durch Kochsalz und hierauf das Kupfer durch Eisen. Aus den silberarmen Rückständen wird das Gold durch Chlor extrahirt, worauf dieselben in den Rohschmelzprozess zurückgehen.

c) Andere Methoden der Extraction des Silbers.

Auf die Zersetzbarkeit des Schwefelsilbers durch verschiedene Metallchloride ist von Gurlt**) eine Methode der Entsilberung von Erzen und Produkten gegründet und ihre Anwendung im Grossen versucht worden. Das Verfahren besteht im Wesentlichen darin, dass man z. B. Kupfererze und Produkte fein zertheilt mit einer Auflösung von Kochsalz und Kupferchlorid in rotirenden Fässern einige Zeit in Berührung lässt. Das entstehende Chlorsilber wird sofort von der Kochsalzlösung aufgenommen, aus welcher es durch Kupfer ausgefällt wird. Die Auflösung wird wiederum benutzt. Die Wahl des Metallchlorids hängt hauptsächlich von den Bestandtheilen des zu behandelnden Erzes ab, bei Zinkerzen bedient man sich des Chlorzinks, bei Gegenwart von viel Eisen, des Eisenchlorids. Zum Zersetzen des Chlorsilbers wird dasselbe Metall benutzt, dessen Chlorid mit der Kochsalzlösung vermischt wurde.

Als Extractionsmittel für das durch Rösten erzeugte Chlorsilber hat man bei der Leichtlöslichkeit dieses Silbersalzes in Ammoniak, unterschwefligsaurem Natron und Kalk diese Salze zur Anwendung im Grossen vorgeschlagen.

Das unterschwefligsaure Natron benutzt Patera bei der Entsilberung der Joachimsthaler Erze***). Die reichen Erze (mit durchschn. 2—3 Proc. Silber) werden direkt, die ärmeren Erze (mit 0,1—0,2 Proc. Silber) nach vorherigem Schmelzen auf Rohstein der Extraction unterworfen. Um dem Stein eine mürbe, für die spätere Extraction geeignete Beschaffenheit zu

*) Oesterr. Zeitschr. 1857, Nr. 43. Desgl. Berg- u. h. Zeitg. 1857. S. 416.
**) B.- u. h. Zeitg. 1851. S. 692.
***) Preuss. Zeitschr. 1862. Bd. X. S. 168.

geben, rührt man nach dem Abstechen 10—15 Proc. Glaubersalz unter denselben, worauf er ausgelaugt und mit den reichen Erzen zusammen weiter behandelt wird. Letztere werden in ungarischen Flammöfen 4—6 Stunden unter stetem Zuleiten von Wasserdämpfen vorgeröstet, dann mit 6—12 Proc. Kochsalz und 3—6 Proc. Eisenvitriol circa 5 Stunden chlorirend geröstet und zunächst in Bottichen mit heissem Wasser extrahirt, bis Schwefelnatrium im Waschwasser keinen Niederschlag giebt. Die metallhaltige Flüssigkeit wird mit Kalk versetzt, der Niederschlag kommt zum Rohschmelzen. Das extrahirte Röstgut wird endlich zur Lösung des Chlorsilbers in Extractionsbottichen mit einer kalten Auflösung von unterschwefligsaurem Natron behandelt, das Silber aber aus der Lösung durch Schwefelnatrium als Schwefelsilber gefällt. Die von dem letzteren abgehobene Lauge dient, nachdem das Schwefelnatrium durch Stehenlassen an der Luft sich in unterschwefligsaures Natron umgewandelt, wieder zur Silberextraction. Das abfiltrirte Schwefelsilber wird getrocknet, nochmals ausgewaschen, vorsichtig abgeröstet und in Graphittiegeln mit 10 Proc. Eisen geschmolzen, das erhaltene Silber aber raffinirt. Reiche Rückstände werden mit den ärmern Erzen verschmolzen. Der Silberverlust soll 1—$2^3/_4$ Proc. betragen.

Ein electrochemische Zugutemachung der Silbererze, wie sie von Becquerel*) angegeben, ist wohl an verschiedenen Orten mit mehr oder weniger günstigem Erfolge versucht worden, hat jedoch keine weitere Benutzung bis jetzt gefunden.

Anwendung des Silbers. Reines Silber findet Anwendung bei der Versilberung (im Feuer, auf nassem, trocknem und galvanischem Wege, sowie durch Plattiren) von Metallen, besonders des Kupfers, Messings und Neusilbers; ein namhafter Verbrauch desselben ist auch durch die Photographie entstanden, zu welchem Behufe, wie auch zu medicinischen Zwecken, das salpetersaure Salz dargestellt wird. Der grösste Theil des Silbers wird zu Geräthschaften und Münzen verarbeitet, da indess das reine Metall sehr weich ist, so verwendet man mit geringen Ausnahmen, sowohl zu Münzen, als auch

*) Traité d'Electricité et de Magnétisme etc. etc. tom. II. liv. 8. B.- u. hüttenm. Zeitg. 1856. S. 2 u. f.

zu Geräthschaften, die härtere Legirung des Silbers mit Kupfer und bezeichnet den Gehalt solcher Legirungen an reinem Silber entweder auf die Weise, dass man die Lothe reinen Silbers angiebt, welche in der Mark (= 16 Lth.) enthalten sind, oder dass man Feinsilber mit $^{1000}/_{1000}$ bezeichnet und den Feingehalt des legirten Silbers in Tausendtheilen ausdrückt.

---

# Gold.

Eigenschaften. Das Gold ist das dehnbarste und streckbarste aller Metalle. Es krystallisirt in Formen des regulären Systems. Das specifische Gewicht des (mit Oxalsäure reducirten und im Graphittiegel geschmolzenen) Goldes ist nach G. Rose auf 14° R. reducirt, 19,3189, durch Zusammenpressen wird dasselbe etwas erhöht. Der Schmelzpunkt des Goldes liegt ungefähr bei 1100° C., im Fluss zeigt es eine meergrüne Farbe. Nur bei sehr hoher Temperatur, wie z. B. im Knallgasgebläse zeigt es sich etwas flüchtig. Weder bei gewöhnlicher Temperatur, noch in der Glühhitze wird das Gold oxydirt, ebenso wirken weder Salpetersäure noch Salzsäure noch Schwefelsäure auf dasselbe, aber Chlor und Gemische, welche Chlor entwickeln, lösen es, indem Goldchlorid entsteht. Durch Schmelzen mit Borax wird es blassgelb, durch Schmelzen mit Salpeter mehr röthlich von Farbe.

### Von den Golderzen und dem Probiren derselben.

Erze. Das Gold findet sich in der Natur meist gediegen, fast immer aber legirt mit Silber, häufig auch verbunden mit andern Metallen (besonders Quecksilber, Kupfer, Eisen). Der Silbergehalt schwankt sehr beträchtlich, von 0,16 Proc. bis gegen 39 Proc. Bestimmte Verhältnisse finden hierbei nicht statt, vielmehr sind beide Metalle als isomorph gemischt anzusehen. Sehr selten tritt das Gold vererzt auf, so z. B. im Schrifterz $Ag\,Te^3 + Au\,Te^3$, Blättertellur $(Pb\,Au)^2\,(S\,Te\,Sb)^3$.

Der grösste Theil des Goldes wird aus diluvialen oder alluvialen Anhäufungen von Thon, Lehm, Sand, Geröll und Gesteinsschutt gewonnen, welche durch Zerstörung oder Zer-

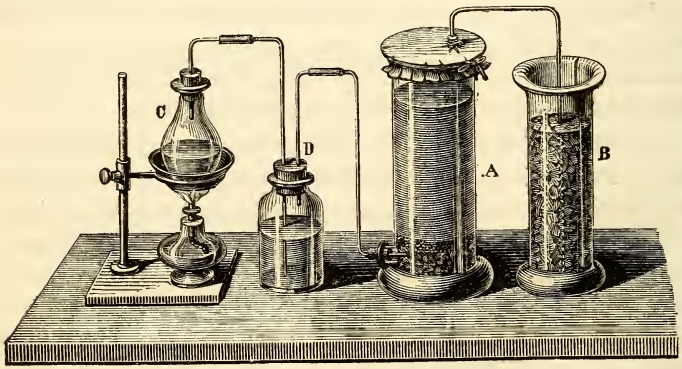
setzung goldhaltiger Gebirgsglieder oder Lagerstätten des Grundgebirges erzeugt worden sind. In diesen unmittelbar an oder nahe unter der Erdoberfläche ausgebreiteten Ablagerungen findet sich das Gold (Waschgold) gediegen in Form von Staub, feinen Blättchen und Körnern, bisweilen selbst in grösseren Stücken, oft in Begleitung von Krystallen oder Bruchstücken von Magnet-, Glanz-, Chrom- oder Titaneisenerz, Topas, Granat, Epidot, Korund, Spinell, Peridot, Zirkon, Chrysoberyll (so in Californien, Columbien und Australien), desgleichen von Platin (am Ural, in Columbien und Nord-Carolina) und von Demant (in Brasilien). Ausserdem wird das Gold unterirdisch aus verschiedenen, im festen Grundgebirge eingeschlossenen Lagerstätten gewonnen, so besonders häufig auf Gängen, die vorwiegend Quarz und darin das Gold (Berggold) gediegen in Blättchen, Körnern, Krystallen und Trümmern, zumeist in Gesellschaft von verschiedenen erdigen und metallischen Mineralien, als namentlich Eisenkies, Arsenkies, Kupferkies, Bleiglanz, Zinkblende, Antimonglanz etc. enthalten, welche letztere selbst mehr oder minder goldhaltig zu sein pflegen. Das Gold findet sich dann nicht immer im metallischen Zustande, sondern kommt auch vererzt auf diesen Lagerstätten vor, so auf den Gängen von Nagyag in Siebenbürgen in den oben erwähnten Tellurverbindungen. Endlich zeigen manche silbererzführende Lagerstätten einen obwohl geringen Gehalt an Gold, so enthalten die Erze des Rammelsberges am Harze $^1/_{7300000}$ Gold, die Zinkblenden des Oberharzes sind ebenfalls, jedoch in noch geringerem Grade goldhaltig, in Freiberg zeigen die auf einigen Gruben brechenden Schwefelkiese einen Goldgehalt, und zwar geht derselbe von 0,00003 Proc. bis 0,0015 Proc.

Probirverfahren. Aus dem Vorhergehenden ergiebt sich, dass man es bei der Untersuchung auf Gold in Erzen und Produkten fast stets auch mit einem Gehalte an Silber zu thun hat, da nun das Verhalten des Goldes bei der Probe auf trocknem Wege, ganz analog dem des Silbers ist und diese Art der Untersuchung am häufigsten Anwendung findet, so erhält man auch dann immer eine Legirung von Gold mit mehr oder weniger Silber und es besteht das Eigenthümliche der Goldprobe nur noch in einer weitern Trennung dieser beiden Metalle.

Erze, welche das Gold in gediegenem Zustande und in nicht zu geringer Menge enthalten, verwäscht man an einigen Orten auf Sichertrögen und wiegt das Gold nach dem Trocknen aus oder schmilzt es wegen etwa noch anhängender erdiger Theile mit etwas Borax im Tiegel zusammen. Am zuverlässigsten untersucht man Erze von reicherem und mittlerem Gehalte mittelst der Ansiedeprobe, welche nach dem beim Silber S. 229 angegebenen Verfahren ausgeführt wird. Auf 1 Probircenter Erz nimmt man die achtfache Menge Blei und $^1/_2$ Ctr. Borax, bei armen Erzen muss die Anzahl der Proben vervielfacht werden oder man wählt ein Tiegelschmelzen und wiegt dazu 1 Pfd. und noch mehr von dem Erze ab, röstet dasselbe wohl, wenn viel Schwefelverbindungen vorhanden sind, auf einem mit Thon überstrichenen Eisenbleche ab, welches man über Feuer legt, und schmilzt es mit den nöthigen Flussmitteln und Bleiglätte oder Probirblei zusammen, das erfolgende Werkblei wird zerkleint, die einzelnen Stücke auf Scherben verschlackt, bis ein König erfolgt, den man abtreibt.

Goldarme Erze und steinige Hüttenprodukte kann man auch nach folgendem Verfahren auf ihren Goldgehalt untersuchen: eine grössere Menge (50—200 Grm.) wird gut abgeröstet und mit äusserst wenig Wasser angefeuchtet, in einen tubulirten Glascylinder *A* Fig. 34 geschüttet. Auf den Boden

Fig. 34.




dieses Cylinders werden vorher, wie aus der Figur zu ersehen, gröbere und feinere Quarzstücke gebracht, welche als Filter

für die später stattfindende Auslaugung dienen. Der Cylinder erhält einen Ueberzug von Kautschuk mit Oeffnung für eine in das Gefäss führende Glasröhre. In dem Kolben *C*, welcher in einem Sandbade steht und durch eine Spirituslampe erwärmt werden kann, wird Chlor entwickelt, und zwar aus einem Gemenge von pulverisirtem Braunstein (10 Grm.), gewöhnlicher Salzsäure (40 Grm.) und mit ihrem gleichen Gewichte Wasser verdünnter Schwefelsäure (10 Grm.) Das Chlor muss, ehe es in den Cylinder *A* tritt, von etwa beigemengter Chlorwasserstoffsäure befreit sein, und wird deshalb durch die mit Wasser z. Th. gefüllte Waschflasche *D* geleitet, es tritt durch das Quarzfilter in das locker liegende Erz und verwandelt das darin enthaltene Gold in Goldchlorid. Nach einiger Zeit kommt das Gas im obern leeren Theile des Cylinders mit seiner gelblichen Farbe zum Vorschein und tritt endlich in den Cylinder *B*, in welchem sich zur Absorption des Chlors Löschpapier mit Spiritus angefeuchtet befindet. Hat die Chlorentwicklung aufgehört, so wird der Apparat auseinandergenommen, der Tubus des Glascylinders *A* mit einem andern Korke, der eine kleine, nach abwärts gebogene Glasröhre enthält, geschlossen und durch Aufgiessen von heissem Wasser auf das Erz das entstandene Goldchlorid extrahirt, die Flüssigkeit mit etwas Salzsäure versetzt, das Gold durch Eisenvitriol ausgefällt, abfiltrirt und mit Blei abgetrieben.

Die weitere Behandlung der bei der Probe auf Gold durch Ansieden und Abtreiben erhaltenen Legirung von Gold und Silber erfolgt auf nassem Wege, und zwar bedient man sich zur Auflösung des Silbers der Salpetersäure. Es darf bei einer solchen Scheidung das Gewichtsverhältniss des Silbers zum Golde nicht unter $2^1/_2$ sein, indem sonst keine oder eine nur sehr unvollständige Auflösung des Silbers stattfindet. Das aus göldischen Erzen und Produkten ausgebrachte Gemisch von Silber und Gold ist sehr häufig so beschaffen, dass das erstere Metall bei Weitem vorwaltet, so dass man einem solchen Korn kein Silber zuzusetzen braucht; die aus den eigentlichen Golderzen aber erzeugte Legirung ist gewöhnlich reicher an Gold als an Silber, so dass man auch dann genöthigt ist, dieselbe mit Silber zusammenzuschmelzen. Die Vereinigung der Legirung mit dem erforderlichen Silber geschieht durch Ab-

treiben mit Blei auf einer Kapelle, der Zusatz von Silber aber wird entweder durch eine Vorprobe oder durch die mehr oder weniger gelbe bis weisse Farbe der Legirung bestimmt, und geht von der $2^1/_2$fachen bis gleichen Gewichtsmenge des Korns. Ebenso nimmt man auch eine grössere oder geringere Menge Blei, je nachdem die Legirung einen niedrigen oder hohen Goldgehalt hat. Das dünn ausgeplattete Metallkorn wird im zusammengerollten Zustande mit nicht zu concentrirter Salpetersäure gekocht, dieselbe Operation mit etwas stärkerer Säure nochmals wiederholt und endlich das zurückbleibende Gold mehrmals mit Wasser ausgesüsst. Sind in der Legirung mehr als 3 bis 4 Theile Silber auf 1 Theil Gold vorhanden, so bleibt das Gold stets in Pulverform zurück. Ein sehr geringer Gehalt des Goldes an Platin geht bei der vorerwähnten Behandlung der silberhaltigen Legirung mit Salpetersäure mit in Lösung über, ein grösserer, indess wohl selten vorkommender Platingehalt kann durch wiederholtes Zusammenschmelzen der Legirung mit Silber etc. entfernt werden.

Die Ausführung von Goldproben mit Hülfe des Löthrohres findet auf ganz ähnliche Weise, wie die von Silberproben S. 230 statt. Arme Erze müssen mehrfach eingewogen werden. Das Werkblei von 2 oder 3 Proben wird concentrirt, bis zuletzt ein Korn erfolgt, welches man feintreibt. Bei sehr kiesigen Erzen und steinigen Hüttenprodukten kommt man kürzer auf folgende Weise zum Ziele: 25—30 Grm. oder bei sehr geringen Gehalten noch mehr der feingepulverten Substanz werden in einem Schälchen oder auf einem Eisenblech gut geröstet, hierauf mit Salzsäure digerirt, das Ganze zur Trockniss eingedampft und wieder mit Wasser behandelt, um die löslichen Theile von den unlöslichen zu trennen, Das Ganze versetzt man zur Ausfällung von etwa mit in Lösung gegangenem Golde mit einer Lösung von Eisenvitriol, filtrirt den Niederschlag sammt Rückstand ab, wäscht gut aus, trocknet und verbrennt das Filter, schmilzt das Ganze mit Probirblei und Boraxglas zusammen und treibt das Werkblei ab. Es versteht sich von selbst, dass man hier ebenso gut eine Extraction des Erzes durch Chlor vorausschicken, den mit Eisenvitriol erhaltenen Niederschlag vor dem Löthrohr mit Probirblei und Boraxglas schmelzen und so das Gold be-

stimmen kann. Die Trennung des Silbers vom Golde erfolgt ebenfalls durch Salpetersäure und muss hierbei in Bezug auf das Verhältniss zwischen Silber und Gold ebenso alles Dasjenige berücksichtigt werden, was früher bei der Muffelprobe erwähnt ist. Die Gewichtsbestimmung sehr kleiner Goldkörner erfolgt, wie bei der Silberprobe, durch Messung des Durchmessers dieser Körnchen auf dem Maassstabe *).

## Gewinnungsmethoden des Goldes.

Bei dem eigenthümlichen Vorkommen des Goldes spielt unter den verschiedenen Methoden, welche die Gewinnung dieses Metalls zum Zwecke haben, das einfache Verwaschen der Erze eine wichtige Rolle. Man hat dabei schon seit langen Zeiten die grosse Verbindungsfähigkeit, welche zwischen dem Gold und Quecksilber stattfindet, benutzt und an verschiedenen Orten das letztgenannte Metall zur vollkommneren Extraction des Goldes bei diesem Waschprozess mit zu Hülfe genommen. Die Zugutemachung so armer Erze, wie sie nicht selten durch die eben erwähnten Arbeiten erfolgt, kann im Wege des Schmelzprozesses nicht oder höchstens nur dann lohnen, wenn die Erze gleichzeitig einen Silbergehalt haben, wobei letzterer sowohl als Ansammlungsmittel für das Gold dient, als auch die Schmelzkosten mit trägt. Vortheilhafter für manche Erze, selbst bei sehr geringem Goldgehalte, gestaltet sich die der Neuzeit angehörende Benutzung des Chlors, wodurch das Gold als leicht lösliches Goldchlorid extrahirt wird. Mit Ausnahme der letztgenannten Methode resultirt bei der Zugutemachung der Golderze stets eine Legirung von Gold und Silber, aus welcher das Gold durch einen besondern Prozess noch geschieden werden muss.

---

*) Diese bei einiger Uebung vollkommen sichere Bestimmungsweise gewährt den Vortheil, dass man bei der Probe von Erzen und Produkten, welche sehr arm an Gold und Silber sind, mit einer weit geringern Menge ebenso genau zum Ziele gelangen kann, als es bei Anwendung der Muffel der Fall ist. Man ist hier genöthigt, eine viel grössere Quantität Erz zu nehmen, um schliesslich ein wägbares Goldkorn zu erhalten.

### 1) Gewinnung des Goldes durch Verwaschen und Amalgamiren der Erze.

Das einfache Verwaschen der Erze, wie es hauptsächlich bei Goldsand in vielen Gegenden in Schüsseln, Schaalen, Trögen und Waschmaschinen verschiedener Art erfolgt, ist ein mangelhafter Prozess, bei welchem ein nicht unbeträchtlicher Theil des Goldes verloren geht. Eine bedeutende Vervollkommnung hat derselbe durch die Benutzung des Quecksilbers dabei erlangt, dessen man sich sowohl bei Goldsand, als auch bei Erzen, welche gleichzeitig einer besonderen Aufbereitung unterworfen werden müssen, wie Quarz, Schwefelkies etc. bedient. Bei der Amalgamation von Goldsand verwäscht man am zweckmäsigsten denselben vorher und bringt erst den concentrirten Schliech mit dem Quecksilber in den verschiedenen Apparaten in Berührung. Müssen die Erze zerkleint und gewaschen werden, so findet die Amalgamation entweder nach erfolgtem Waschprozess mit aufbereiteten Erzen statt (Verfahren in Salzburg, Ungarn, Siebenbürgen etc.) oder sofort mit der aus dem Pochsatze ablaufenden Trübe, ehe dieselbe einer weiteren Aufbereitung unterworfen wird (Tyroler Verfahren); die z. Th. entgoldeten Schlieche werden gewöhnlich im Wege des Schmelzprozesses weiter zu Gute gemacht. Der Goldverlust beim Hüttenprozess wird durch diese vorausgehende Gewinnung von Gold (Mühlgold) wesentlich gemindert.

Von den bei der Amalgamation des Goldes benutzten mechanischen Vorrichtungen haben sich Mühlen am meisten bewährt, ihre Construction weicht an den verschiedenen Orten etwas von einander ab, die in Tyrol übliche Einrichtung s. Bd. I, S. 223*). Die Anwendung von Fässern wie bei der europäischen Silberamalgamation hat man mehrfach wegen der Zerstäubung des Quecksilbers in der grossen Menge tauben Erzes und der dadurch erschwerten Einwirkung aufs Gold als weniger vortheilhaft befunden, auf manchen Goldwäschereien indess, z. B. in Sibirien**), macht man davon Anwendung,

---

*) Ueber einige neuere Quickmühlenapparate s. Berg- u. h. Zeitg. 1854. S. 30. 1859. S. 258.

**) Berggeist 1861. Nr. 36.

man bringt dort den durch den Waschprozess erzeugten (viel Magnet-, Titan- und Chromeisenstein haltenden) Schliech, nachdem man denselben mit etwas Kochsalz geröstet und gemahlen, mit $^1/_5$ bis $^1/_{20}$ seines Gewichts Quecksilber, $^1/_{500}$ Eisenfeilspähnen und ebensoviel englischer Schwefelsäure nebst dem nöthigen Wasser in rotirende Fässer und verfährt, wie bei der Amalgamation der Silbererze.

### 2) Gewinnung des Goldes durch Verschmelzen der Erze.

Bei der Verschmelzung von Golderzen sucht man den Goldgehalt entweder zunächst in steinigen Produkten anzusammeln, resp. zu concentriren und unterwirft diese hierauf einer Verbleiung oder man bedient sich sofort des Bleies als Extractionsmittel für das Gold. Beide Prozesse sind indess bei sehr geringen Gehalten (unter 0,004 Proc.) aus ökonomischen Gründen kaum oder höchstens nur unter ganz besondern Umständen anwendbar. Enthalten die Erze dagegen gleichzeitig einen Silber- oder Kupfergehalt, so kann selbst auch ein sehr unbedeutender Goldgehalt mit Nutzen ausgebracht werden, wie dass z. B. in Ungarn, am Unterharz und in Freiberg der Fall ist.. Man nimmt bei der Verschmelzung solcher Erze auf den geringen Goldgehalt derselben weiter keine Rücksicht und verarbeitet sie mit durch die für Silbererze bestehenden und bei diesen erwähnten Zugutemachungsmethoden, das ausgebrachte Silber wird dann der Scheidung unterworfen. Von Anossow*) wurde eine Verschmelzung sibirischen eisenoxydhaltigen Goldsandes mit entsprechenden Flussmitteln über Hohöfen ausgeführt, um das im Sand befindliche Gold im Roheisen anzusammeln, man erhielt aus 693 Pud Sand (à16,381 Kilogr.), 19 Pud 17,5 Pfd. Roheisen mit einem durchschnittlichen Goldgehalt von 0,585 Proc. Gold. Trotzdem, dass man angeblich auf diese Weise 87 Mal mehr Gold als durch das Verwaschen des Sandes erhielt, sind diese Versuche nicht weiter fortgesetzt werden.

---

*) Karst. Arch. 2. R. XI. p. 406. Zerrenner, Anleitung zum Goldwaschen etc. 1851. p. XLVII.

### 3) Extraction des Goldes durch Chlor.

Die Benutzung des Chlors zur Extraction des Goldes aus goldarmen Erzen wurde zuerst von Plattner im Jahre 1848 für die Arsenikabbrände von Reichenstein in Schlesien empfohlen, deren Zugutemachung sowohl im Wege des Schmelzprozesses, als auch durch Amalgamation seit längerer Zeit ohne Erfolg versucht worden war.*) Das Verfahren, dessen Ausführung im Kleinen schon bei der Probe auf Gold S. 280 beschrieben wurde, eignet sich ganz besonders zur Entgoldung goldhaltiger Arsen- und Schwefelkiese und goldhaltigen Sandes; die erstgenannten Erze müssen vorher einer sorgfältigen Abröstung unterliegen, damit so wenig wie möglich unzersetzte Schwefel- und Arsenmetalle vorhanden sind, indem eine Einwirkung des Chlors auf diese Verbindungen stattfindet und ein unnöthiger Verbrauch desselben veranlasst wird. Das Chlor kann in Wasser gelöst oder was noch zweckmässiger ist, im gasförmigen Zustande mit dem (schwach angefeuchteten) Erze in Berührung gebracht werden. Das Gas muss aber frei von Chlorwasserstoffsäure sein und deshalb vorher durch ein Waschgefäss gehen, es werden sonst nicht allein vorhandene Metalloxyde leicht aufgelöst, sondern es entsteht auch bei mangelhafter Röstung Schwefelwasserstoffgas etc., welches das entstandene Goldchlorid wieder zersetzt. Als Material für die Gefässe, in denen die Imprägnirung des Erzes mit Chlor vorgenommen wird, eignet sich glasirtes Steingut am besten, hölzerne und metallne Gefässe sind nicht anwendbar. Die Form der Gefässe ist am zweckmässigsten die cylindrische, mehr hoch als weit, oben offen, unten aber mit kleiner Oeffnung und flachen trichterförmigem Ansatz für die Filtrirvorrichtung versehen, welche aus grösseren und kleineren Quarzstücken besteht. Durch die kleine Oeffnung in der Mitte des Bodens erfolgt das Einleiten des Chlors, sowie später das Ablaufen der goldhaltigen Lauge. Aus letzterer wird das Gold am besten durch Schwefelwasserstoffgas gefällt.

Zu Reichenstein in Schlesien, wo das Verfahren zuerst

*) Karst. Arch. 2. R. Bd. 24. p. 694. B.- u. hüttenm. Zeitg. 1850. Nr. 52 1852. Nr. 11 u. f. 1860. Nr. 14. 1861. Nr. 15. Preuss. Zeitschr. 1855. III. Bd. 1. Lief. p. 128.

zur Anwendung gelangte, wird dasselbe in folgender Weise ausgeführt*). Die Rückstände (Abbrände) von der Gewinnung des Arsens aus dem dort vorkommenden Arseneisen, welche nach vielfachen Untersuchungen $^1/_9$ bis $^1/_{12}$ Lth. Gold nebst $^1/_5$ bis $^1/_6$ Lth. Silber im Ctr. enthalten, kommen in Bottiche von Steingut von der oben beschriebenen Form, und zwar auf einen mit Holzkeilen befestigten thönernen Siebboden, welcher auf dem Quarzfilter liegt; in je zwei Gefässe schüttet man $1^1/_2$ Ctr. schwach angefeuchtete Abbrände. Das Chlor wird in thönernen Töpfen entwickelt und zwar haben jedesmal zwei Bottiche ein Entwicklungsgefäss, in welches 7 Pfd. Braunstein und die nöthige Säure kommen, mittelst Bleiröhren wird das Gas nach den mit Holzdeckeln überdeckten Bottichen geleitet und geht vorher durch ein, nach Art der Woulf'schen Flaschen eingerichtetes Waschgefäss. Nach Beendigung der Chlorentwicklung bleiben die Bottiche bis zum nächsten Tage ruhig stehen. Das Auslaugen erfolgt so lange, bis aus jedem Bottich 4 Gefässe à 12 Quart Inhalt gefüllt sind. Die Flüssigkeit im vierten Gefäss wird zum Aufgiessen einer neuen Post mit verwendet, diejenige aber aus den drei ersten Gefässen kommt in Glasballons und wird sofort durch Schwefelwasserstoffgas gefällt; zum schnelleren Absetzen des Niederschlags und der besseren Filtration wegen, wird die Lauge während der Fällung bis circa 25° R. erwärmt. Die klare Flüssigkeit wird durch Heber abgezogen und durch Papier filtrirt, die Niederschläge in den Ballons aber zusammengespült, ebenfalls auf die Filter gebracht und mit diesen getrocknet. Die Filter sammt Niederschlag werden verbrannt, die Masse kocht man mit Königswasser aus und schlägt die Goldlösung mit Eisenvitriol nieder. Das erhaltene Gold wird gut ausgewaschen und mit Salpeter und Borax gemengt in hessischen Tiegeln geschmolzen.

Man hat in Reichenstein eine sehr verschiedene Goldausbeute aus den Abbränden gehabt und die Ursache davon in einem zufälligen Kalkgehalt derselben gefunden. Der durch das Rösten entstandene Aetzkalk geht bei der Aufbewahrung der Rückstände an der Luft in Hydrat über und wirkt allmälich zersetzend auf die in den Abbränden enthaltenen Sili-

*) B.- u. hüttenm. Zeitg. 1860. Nr. 14. 1861. Nr. 15.

kate, diese werden dann beim Imprägniren mit Chlor von letzterem angegriffen, so dass unter Umständen ein nicht geringer Theil desselben für den eigentlichen Zweck verloren gehen kann.

Ein Uebelstand bei dem Verfahren ist der, dass die Abbrände beim Auslaugen eine bedeutende Wassermenge binden, die nicht abläuft und eine vollständige Verdrängung des gelösten Goldes sehr schwierig macht. Georgi*) schlägt deshalb die Anwendung eines Saugapparates, ähnlich wie bei der Fabrikation des Zuckers vor. Nach Demselben werden bei der Einrichtung in Reichenstein sämmtliche Kosten, incl. Zinsen des Anlagecapitals, durch eine Ausbeute von $^1/_{36}$ Lth. Gold per Ctr. Abbrände gedeckt.

In Schemnitz**) hat man mit Erfolg die Extraction des Goldes durch Chlor aus antimon- und kupferhaltigen Rohlechen versucht, nachdem der Silbergehalt derselben so weit als möglich durch die Kochsalz-Extraction gewonnen worden war. Die Rohleche enthalten im Ctr. 1,8 Denär Gold, $5^1/_4$ Lth. Silber, 5,3 Proc. Antimon, 1,5 Proc. Kupfer. Vom Golde wurden 70 Proc., nach dem Rösten der Rückstände mit 0,25 Proc. Kochsalz, sogar 80 Proc. durch Chlor extrahirt.***)

### 4) Scheidung des Goldes vom Silber.

Diese Scheidung kann auf trocknem und nassem Wege vorgenommen werden. Die Verfahrungsarten auf trocknem Wege sind indess gänzlich veraltet und sehr mangelhaft, wo hingegen die Scheidung auf nassem Wege zu grosser Vollkommenheit gelangt ist.

#### a) Scheidung auf trocknem Wege.

1) Durch Schwefelantimon. Diese Methode beruht darauf, dass Schwefelantimon mit Silber sich in Schwefelsilber und Antimon umsetzt, welches letztere mit dem vorhandenen Golde zusammengeht. Die granulirte Legirung, welche min-

*) Berg- u. hüttenm. Zeitg. 1861. Nr. 15.

**) Oesterr. Zeitschr. 1857. Nr. 43. Berg- u. hüttenm. Zeitg. 1857. S. 416.

***) In Schmöllnitz röstet man Kupferspeise chlorirend, extrahirt Gold und Silber mit unterschwefligsaurer Kalklösung, fällt Gold und Silber durch Schwefelcalcium und scheidet den Niederschlag durch Schwefelsäure. (Oest. Zeitschr. 1860. Nr. 25. Berg- und hüttenm. Zeitg. 1862. S. 319.)

destens 50 Proc. Gold enthalten muss, wird mit 2 Theilen Schwefelantimon im Tiegel geschmolzen und hierauf in eine Form gegossen. Dabei sondert sich zu unterst eine Verbindung von Gold und Antimon und darüber eine aus Schwefelantimon, Schwefelsilber und etwas Antimongold bestehende Verbindung (Plachmal) ab. Das von dem Regulus getrennte Plachmal wird nochmals, nach Befinden auch öfter, umgeschmolzen und ausgegossen, bis sich kein Antimongold mehr abscheidet. Die erhaltenen Antimonkönige werden zur Verflüchtigung des Antimons vor dem Gebläse oder unter der Muffel erhitzt, das zurückbleibende Gold aber wird durch Schmelzen mit Borax, Salpeter und Glas vollends gereinigt. Das Plachmal zersetzt man durch Schmelzen mit Glätte und Eisen.

2) Durch Glätte und Schwefel. Man bezweckt hierdurch nicht die gänzliche Abscheidung des Goldes, sondern nur die Concentration desselben in einer geringern als in derjenigen Quantität Silber, mit welcher es ursprünglich verbunden war, so dass die Legirung zur Scheidung durch Salpetersäure geeignet ist. Das granulirte göldische Silber wird mit $^1/_8$ Schwefel zusammengeschmolzen, hierbei bildet sich Schwefelsilber, während das Gold metallisch in der Masse vertheilt bleibt. Durch Aufstreuen von Glätte (auf jede Mark Silber 1—$1^1/_2$ Lth.) entsteht unter Bildung von Schwefelblei metall. Silber, welches zu Boden sinkt und dabei das Gold mitnimmt. Das Schwefelmetall oder Plachmal muss wiederholt geschmolzen werden, bis sich kein regulinisches Metall mehr abscheidet. Auch wird das erhaltene göldische Silber wiederholt mit Schwefel und Glätte geschmolzen, bis man endlich das Gold in Verbindung mit einer solchen Quantität Silber erhält, dass die Legirung durch Salpetersäure geschieden werden kann.

3) Durch Cementation. Das silberhaltige Gold (am zweckmässigsten 8—10karätig) wird im dünn ausgewalzten Zustande in thönernen Töpfen oder Tiegeln, geschichtet mit dem Cementirpulver, bei einer nicht bis zum Schmelzen gesteigerten Temperatur mehrere Stunden lang erhitzt. Das einfachste und bewährteste Pulver soll aus folgenden Ingredienzen bestehen: Kochsalz, Alaun und Eisenvitriol von jedem 1 Theil, Ziegelmehl 3 Th. Mit Hülfe der Schwefel-

säure des Vitriols und Alauns entwickelt sich aus dem Kochsalz Chlor, welches das Silber in Chlorsilber verwandelt, das Gold indess bei der hohen Temperatur metallisch lässt, das Chlorsilber dringt in das Cementirpulver ein. Das Ziegelmehl bewirkt durch die Vertheilung eine allmähliche Entwicklung des Chlors. Nachdem der Tiegel erkaltet ist, wird das zusammengebackene Pulver vorsichtig vom Golde abgelösst und dieses behufs der völligen Reinigung mit Wasser ausgekocht, es ist von poröser und mürber Beschaffenheit und wird mit Borax eingeschmolzen.

### b) Scheidung auf nassem Wege.

Dieselbe kann mittelst Salpetersäure oder Schwefelsäure geschehen. Von der Methode mit Salpetersäure macht man im Grossen jetzt wenig Gebrauch, sie ist vielmehr durch Anwendung der Schwefelsäure zu diesem Zweck fast überall verdrängt worden.

Man nennt das erstere Verfahren auch die Scheidung durch die Quart, da man früher ein Verhältniss des Goldes zum Silber in der Legirung wie 1 : 3 für unbedingt nothwendig hielt. Die Versuche Pettenkofer's*) und Anderer haben indess dargethan, dass man es mit der Beobachtung dieser Vorschrift nicht so genau zu nehmen braucht und dass die Trennung beider Metalle noch vollkommen gelingt, wenn auf 1 Th. Gold nicht mehr als $1\frac{3}{4}$ bis $2\frac{1}{2}$ Th. Silber vorhanden sind. Die Scheidung muss in Glasgefässen, welche am zweckmässigsten mit Helm und Vorlage versehen sind, in der Wärme erfolgen, die Silberlösung wird entweder zur Trockniss eingedampft, die Masse geglüht und das Silber eingeschmolzen oder man zerlegt das salpetersaure Salz durch Kupfer oder fällt das Silber als Chlorsilber aus und reducirt dieses**).

Scheidung mittelst Schwefelsäure (Affinirung). Concentrirte Schwefelsäure lösst in der Hitze Silber auf, während Gold nicht davon angegriffen wird. Diese Trennungsmethode, welche sich vor derjenigen mit Salpetersäure durch grössere Einfachheit und Wohlfeilheit auszeichnet, ist jetzt fast allgemein in den Scheideanstalten eingeführt. Die Scheidung

*) Bergwerksfreund Bd. XII. S. 6.

**) Ueber das Verfahren mittelst Salpetersäure in der Münze zu Philadelphia s. polyt. Centralbl. 1855. S. 274.

gelingt am vollständigsten, wenn das Metall nicht viel mehr als 25 Proc. und nicht viel weniger als 18—19 Proc. Gold, das übrige Silber und Kupfer enthält. Uebersteigt der Goldgehalt den vierten Theil der Legirung, so erschweren mechanische Gründe die vollständige Affinirung, indem das Gold zu dicht bleibt, die Schwefelsäure daher das ganze Scheidegut nicht mehr gehörig zu durchdringen vermag und die letzten Silberantheile nicht vollständig wegnehmen kann.

Man ist mittelst der Scheidung mit Schwefelsäure im Stande Silber von circa 0,1 Proc. Goldgehalt noch mit Gewinn zu scheiden. Bei niedrigeren Gehalten, als die oben angegebenen, zeigt sich die Erscheinung, dass man das Gold durch Kochen mit Schwefelsäure nicht vollständig vom Silber befreien kann. Ein geringer Gehalt des Scheidegutes an Kupfer ist nicht nachtheilig, dasselbe ist mit sehr geringen Mengen von Blei der Fall. Kupferreichere Legirungen befreit man in manchen Scheideanstalten von dem grössten Theil dieses Metalls dadurch, dass man sie im zerkleinten Zustande im Flammofen glüht, wobei sich Kupferoxyd bildet, welches durch verdünnte Schwefelsäure extrahirt wird; der Prozess muss nach Befinden öfters wiederholt werden, um das Silber auf den beabsichtigten Feingehalt zu bringen. An manchen Orten scheidet man indess auch sehr kupferhaltige Legirungen ohne diese Vorbereitung. Bleireicheres Silber muss feingebrannt oder raffinirt werden.

Besteht das Metallgemisch aus grösseren Stücken, so werden diese granulirt. Das Auflösen erfolgt mit concentrirter Schwefelsäure (von 66° B.) in Kesseln, welche von Platin, Gusseisen oder Porzellan sein können. Gusseiserne Gefässe sind ganz zweckmässig und finden auch am häufigsten Anwendung. Sie sind mit bleiernen Deckeln versehen, in welchen eine Eintragsöffnung sowie ein Rohr zur Ableitung der schwefligen Säure sich befindet. Letztere wird entweder nach einem gut ziehenden Schornstein geführt, wobei man wohl gleichzeitig Wasserdampf zuleitet oder geht in für die Schwefelsäurefabrication bestimmte Bleikammern oder wird mit Absorptionsmitteln, wie z. B. Kalkbrei, in Berührung gebracht. Die eisernen Kessel haben einen solchen Inhalt, dass mehrere Centner der Legirung mit einem Male in Arbeit genommen werden können.

1 Aeq. Silber bedarf 2 Aeq. concentrirte Säure zur Zersetzung (d. s. auf 100 Th. Silber 90 Th. Schwefelsäurehydrat), da aber das entstandene schwefelsaure Silberoxyd während der Kochung in Lösung erhalten bleiben muss, so ist ein grosser Ueberschuss an Schwefelsäure erforderlich, und man nimmt deshalb das $2-2^1/_2$fache von Silber an Säure.

Die weitere Behandlung der Lösung ist verschieden, je nachdem die Legirungen Kupfer enthalten oder nicht. Da wo man kupferfreies göldisches Silber scheidet, wie z. B. in Oker und Freiberg, lässt man nach erfolgter Lösung das staubförmige Gold sich absetzen, giesst die Lösung in eine Bleipfanne über, in der sich entweder heisses Wasser schon befindet oder in welcher das Gemisch von Wasser und Silberlösung durch Dampf erhitzt wird, und fällt das Silber durch Kupfer. Der im Kessel zurückgebliebene schlammige Rückstand, welcher aus ausgeschiedenem Silbervitriol und Gold besteht, wird wiederholt mit Säure in einem kleinen Kessel ausgekocht, das Gold aber endlich auf die später zu beschreibende Weise von dem noch dabei befindlichen Silbergehalte befreit. Bei kupfrigem Scheidegut bleibt nach dem Kochen mit Schwefelsäure ein Rückstand, welcher ausser Silbervitriol und Gold fast sämmtliches Kupfer als schwefelsaures Salz enthält, da dasselbe nur zum geringsten Theile in der concentrirten Säure löslich ist. Man kocht nun entweder diesen Satz zur Entfernung des Kupfersalzes in einer bleiernen Pfanne mit Wasser aus und behandelt ihn hierauf in einem Kessel von Platin oder Eisen zur Entfernung des Silbersalzes wiederholt mit Schwefelsäure oder man fällt das in die Bleipfanne gebrachte Gemisch von Gold, Silber- und Kupfervitriol, nachdem man letzteres Salz durch heisses Wasser gelöst, mit Kupfer aus und kocht das erhaltene Gemenge von Gold und metall. Silber aufs Neue mit Schwefelsäure im eisernen Kessel oder schmilzt es mit goldreichen Legirungen zusammen, um diese für die Scheidung geeignet zu machen.

Das ausgefällte Silber wird gut ausgewaschen, zur Beschleunigung des Trocknens stark gepresst und die Kuchen auf eisernen Platten oder in Retorten stark erhitzt, hierauf aber in irdenen oder eisernen Tiegeln eingeschmolzen. Bleihaltiges Silber hat hierbei die Eigenschaft stark zu rauchen,

wodurch leicht Silberverlust entsteht, man sucht deshalb nicht nur den Tiegel sondern auch die Oberfläche des Metallbades bedeckt zu erhalten durch Aufstreuen von etwas Salpeter, Borax und Ziegelmehl oder Knochenasche, in welches Gemenge das Bleioxyd sich hineinzieht. Das Silber wird in mit Thon ausgestrichene Formen ausgegossen und hat meist einen sehr hohen Feingehalt.

Das zurückgebliebene pulverförmige Gold ist, besonders wenn es von der Scheidung sehr goldarmen Silbers herrührt, selbst nach mehrmaligem Auskochen mit Schwefelsäure auf keinen höheren Gehalt als 96—97 Proc. zu bringen. Nach Pettenkofer*) lässt sich indess dieser Antheil von Silber, welcher von der kochenden Schwefelsäure nicht mehr angegriffen wird, durch Schmelzen mit saurem schwefelsaurem Kali oder Natron oxydiren und in Silbervitriol verwandeln, welcher durch Auswaschen mit Wasser vom Golde getrennt werden kann. Das Natronsalz eignet sich wegen seiner Billigkeit, kleinerem Aequivalentgewicht und leichteren Löslichkeit im Wasser mehr hierzu als das Kalisalz. Das Verfahren, wie es jetzt in sehr vielen Scheideanstalten zur Ausführung gelangt, ist folgendes. Man mengt das trockne, pulvrige Scheidegut mit $^1/_4$ seines Gewichts calcinirten Glaubersalz, fügt zu dem Gemenge in einem kleinen gusseisernen Kessel portionenweise auf 10 Th. Salz 6—$6^1/_2$ Th. englische Schwefelsäure und erhitzt den Kessel nach dem Zugiessen der ersten Säureportion so stark, dass die Masse in Fluss kommt. Entweichen keine sauren Dämpfe mehr und wird die mit dem Spatel öfters umgerührte Masse wieder trocken, indem sich das saure Salz durch Oxydation des Silbers, Bildung von schwefelsaurem Silberoxyd, sowie durch Verdampfung von Schwefelsäure wieder fast vollständig in neutrales verwandelt hat, so giesst man wieder so viel Schwefelsäure zu, als das erste Mal, setzt aber das Schmelzen jetzt nur kürzere Zeit fort, so dass die Hälfte saures Salz noch übrig bleibt, kocht endlich die Masse mit einer grossen Quantität Schwefelsäure, um Natron- und Silbersalz zu lösen, giesst das Flüssige ab und wäscht das Gold gut mit Wasser aus. Bei Letzterem befindet sich, wie ebenfalls Pettenkofer zuerst gefunden hat, häufig eine sehr geringe

Menge Platin, welche durch ein- bis zweimaliges Umschmelzen mit $^1/_{16}$ Salpeter entfernt wird*).

Um vollkommen reines Gold zu erhalten, lösst man auch wohl das nach mehrmaligem Kochen mit Schwefelsäure zurückgebliebene Gold in Königswasser und fällt dasselbe, nachdem das Chlorsilber abfiltrirt worden, durch Eisenvitriollösung.

Die bei der Scheidung mit Schwefelsäure nach dem Ausfällen des Silbers durch Kupfer entstandene, viel freie Säure enthaltende Lauge wird entweder mit Kupferoxyd, welches man sich durch Glühen von Kupfer darstellt, gesättigt und dann auf Vitriol versotten oder direkt auf Vitriol verarbeitet. Im letzteren Falle bleibt eine sehr saure Mutterlauge, die man zuerst in einer Bleipfanne bis 58° Beaumé eindampft und dann in einem Platinapparat oder gusseisernen Kessel bis auf 66° concentrirt und wieder zum Lösen von Silber verwendet.

Anwendung des Goldes. Der grösste Theil des ausgebrachten Goldes wird zu Goldmünzen verarbeitet, zu welchem Behufe man es wegen seiner Weichheit mit Silber oder Kupfer legirt, dasselbe findet auch bei Herstellung der Goldarbeiten statt. Der Gehalt an Gold in diesen Legirungen wird in Karat und Grän oder Tausendtheilen ausgedrückt. Eine Mark hat 24 Karat, 1 Karat 12 Grän, 24karätiges Gold ist daher Feingold, 18karätiges enthält auf 18 Th. Gold, 6 Th. fremde Metalle. Die Legirungen des Goldes mit dem Kupfer haben eine hochgelbe bis rothe Farbe (rothe Karatirung), die Legirungen mit Silber sind blassgelb, grünlichgelb bis weiss (weisse Karatirung). Die Legirung mit beiden Metallen heisst gemischte Karatirung. Die gewöhnlichen Goldarbeiten bestehen meist aus 14karätigem, ordinärere aus 6—8karätigem Golde. Der Gehalt der meisten Goldmünzen schwankt zwischen 21,5 Karat und 23,5 Karat. Vielfach wird das Gold auch zum Vergolden verwendet und zwar namentlich von Silber, Bronce, Messing, auch Stahl und Eisen, plattirt wird nur Kupfer damit. Die Vergoldung erfolgt entweder im Feuer oder durch Anreiben, oder auf galvanischem Wege. Auch in der Medicin findet das Gold, obwohl in sehr untergeordnetem Grade, An-

*) Ueber die weitere Zugutemachung der hierbei erhaltenen Schlacken s. Bergwerksfreund Bd. XIII. S. 177.

wendung und zwar als Chlorid mit Chlornatrium zu einem Doppelsalz verbunden.

---

## Platin.

Eigenschaften. Das Platin besitzt im gehämmerten oder gewalzten Zustande eine beinahe silberweisse Farbe und das spec. Gewicht von 21,3. In der Hitze der gewöhnlichen Schmelzöfen ist dasselbe unschmelzbar, lässt sich aber in starker Weissgluth schweissen. Vor dem Knallgasgebläse oder der durch Sauerstoff angefachten Spiritus- oder Leuchtgasflamme schmilzt es, es hat dann das spec. Gew. 21,15. Bei sehr hoher Temperatur zwischen Kohlen erhitzt, schmilzt es in Folge der Aufnahme von etwas Kohlenstoff und Silicium; nach dem Erkalten ist das Metall spröde. Nach Deville und Debray verflüchtigt sich das Platin, wenn es längere Zeit weit über seinen Schmelzpunkt erhitzt wird, ebenso zeigen nach Denselben grössere Massen nach langem Schmelzen bei raschem Abkühlen die Erscheinung des Spratzens. An der Luft hält es sich völlig unverändert und wird durch keine Säure aufgelöst, Königswasser lösst es aber auf, indem Platinchlorid entsteht. Im feinzertheilten Zustande zeigt es die merkwürdige Eigenschaft, an seiner Oberfläche die Vereinigung des Wasserstoffs und Sauerstoffs zu veranlassen.

### Von den Platinerzen und dem Probiren derselben.

Erze. Das Platin wird nur im gediegenem Zustande und zwar in Verbindung mit Palladium, Rhodium, Osmium, Ruthenium, Eisen und Kupfer in Seifenlagern angetroffen, in denen es in Form von Körnern, feinen Blättchen oder Sand, stets im Gemenge mit Gold, Osmium-Iridium, Titan-, Chrom-, Magneteisenstein, Serpentin, Quarz etc. zusammen vorkommt, so namentlich am Ural, Altai, in Brasilien, Columbien, Nord-Carolina, auf Haiti und Borneo. Auch ist dasselbe, obwohl in sehr geringer Menge, in den Alpen der Dauphiné und Savoyen's in verschiedenen Mineralien und Gebirgsarten aufgefunden worden.

Probirverfahren. Die Untersuchung eines Platinerzes (Sandes) kann auf nassem und trocknem Wege geschehen. Bei Anwendung des nassen Weges wird das Erz mit Königswasser längere Zeit bis zur vollständigen Zersetzung digerirt; die Lösung kann auf zweierlei Weise behandelt werden. Nach der einen Methode versetzt man dieselbe bei Abschluss des Sonnenlichts mit Kalkbrei bis sie alkalisch reagirt, das Platin bleibt dabei in Lösung; letztere wird nach dem Abfiltriren angesäuert, eingedampft und mit Salmiaklösung versetzt, bis kein Platinchlorid-Chlorammonium sich mehr abscheidet, zuletzt fügt man noch etwas Weingeist hinzu, um die Fällung zu vervollständigen. Der Platinsalmiak wird getrocknet, geglüht und das Platin gewogen. Nach einer andern Methode giebt man zu der sauern, etwas eingedampften Lösung des Erzes Salmiak, das abgeschiedene Platinsalz wird ausgesüsst, getrocknet, geglüht und gewogen. Beim Erkalten des bis auf etwa $^1/_{12}$ eingedampften Filtrats setzt sich Iridiumsalmiak ab. Die übrig bleibende Flüssigkeit lässt nach dem Abdampfen zur Trockniss etwas unreinen Platinsalmiak, welcher geglüht wird; das hierbei erhaltene unreine Platin wird nochmals gelöst, mit Salmiak gefällt und dem Gewichte des bereits gefundenen Platins hinzugerechnet.

Bei der Bestimmung des Platingehaltes auf trocknem Wege, welche Methode von Deville und Debray herrührt*), die sich mit der Darstellung dieses Metalls aus seinen Erzen im Wege der Schmelzung beschäftigt haben, wird zuerst das Gold aus dem Erze durch Quecksilber gezogen, der beigemengte Sand aber durch Zusammenschmelzen von 2 Grm. Erz mit 7 — 10 Grm. genau gewogenen Silbers und 10 Grm. Borax mit etwas Holzkohle abgeschieden und aus der Differenz bestimmt. 50 Grm. Erz werden dann mit 75 Grm. Blei, 50 Grm. reinen Bleiglanz und 10 — 15 Grm. Borax in einem Thontiegel bei Silberschmelzhitze so lange geschmolzen, bis beim Umrühren mit einem Pfeifenrohre keine Platinkörner mehr bemerkbar sind. Man trägt hierauf bei gesteigerter Temperatur nach und nach 50 Grm. Bleiglätte ein, wodurch

*) Ann. de chim. et de phys. t. 56. p. 385. Dingl. Journ. Bd. 154. S. 130. Polyt. Centralbl. 1860. S. 960. Berg- u. h. Ztg. 1860. S. 256.

die durch das Schwefelblei entstandenen Schwefelverbindungen von Kupfer und Eisen zersetzt und die gebildeten Oxyde verschlackt werden, lässt erkalten, reinigt und wiegt den Regulus, sägt das untere Zehntel desselben, welches alles Osmium Iridium enthält, ab und wiegt das Abgesägte. Der obere Theil wird zerkleint, die Sägespähne darunter gemengt, in einem davon genommenen Theile das Platin durch die unten beschriebene Kupellation bestimmt und hieraus der Gehalt des ganzen Königs und so des Erzes berechnet*). Die Kupellation kann auf zweierlei Weise ausgeführt werden, entweder man treibt den abgewogenen Theil der Legirung von Blei und Platin auf einer gewöhnlichen Kupelle ab und reinigt das Zurückbleibende, noch 6—7 Proc. Blei haltende, schwammförmige Platin in einem kleinen Kalkbehälter mit der Knallgasflamme**) oder man versetzt die Legirung mit dem 5 bis 6fachen Silber, treibt nöthigenfalls bei noch mehr Bleizusatz ab und erhält den Platingehalt als Mehrgewicht des Silbers. In dem Platin sind noch Iridium und Rhodium (auch Palladium, wenn man das Verfahren mit Silber wählt), ihre Menge beträgt ziemlich constant 4 Proc., welche Zahl von den erhaltenen Procenten noch abgezogen werden muss. Der Platingehalt soll durch diese Methode ebenso genau erhalten werden, als durch umständliche analytische Methoden***). Bei Bestimmung des Platingehaltes von Legirungen desselben mit Gold, wird das Platin durch Zusatz von Silber und Lösen in Salpetersäure entfernt, die Legirung mit Silber wird durch Schwefelsäure geschieden, die Legirung mit Gold und Silber wird

---

*) Bei diesem Verfahren wird das Osmium Iridium im abgesägten Theile als Platin mit bestimmt, man kann diesen Fehler jedoch vermeiden, wenn man aus dem abgesägten Theil durch verdünnte Salpetersäure das Blei auflöst, das rückständige Osmium Iridium und Platin wiegt, mit Königswasser digerirt und das zurückbleibende Osmium Iridium wieder wiegt. Das gefundene Platin wird zu dem im oberen Theile erhaltenen hinzugerechnet.

**) Man kann sich hierzu auch eines Gemenges von Sauerstoff und Leuchtgas bedienen.

***) Auch für die Bestimmung des Platingehaltes in den bei der Darstellung dieses Metalls erhaltenen Rückständen haben die Genannten a. a. O. ein Probirverfahren angegeben. Die Schmelzung erfolgt hier unter Anwendung von Blei und Glätte, in dem erhaltenen König werden mittelst des nassen Weges die Metalle getrennt.

doppelt eingewogen, nach Zusatz von Silber einmal mit Schwefelsäure und das andere Mal mit Salpetersäure digerirt, wobei sich im ersteren Falle der Silbergehalt, im letzteren der Goldgehalt ergiebt, die Differenz ist Platin.

### Gewinnung des Platins.

In ähnlicher Weise wie bei dem Probiren der Platinerze erfolgt auch die Darstellung dieses Metalls im Grossen. Bei Anwendung des nassen Wegs wird das gewaschene Erz mit der 10—15fachen Menge Salpetersalzsäure digerirt und die abgegossene klare Flüssigkeit mit Salmiaklösung versetzt. Der Niederschlag besteht aus reinem Platinchlorid-Chlorammonium, sobald die Lösung Salzsäure im Ueberschuss enthält, welche die Fällung kleiner Mengen der entsprechenden Iridium-Verbindung verhindert. Der getrocknete Platinsalmiak wird geglüht, das schwammige Platin in einer eisernen Presse comprimirt und geschweisst. Das Aussüsswasser vom Platinchlorid-Chlorammonium wird eingedampft und mit dem ungelösten Rückstande des Platinerzes abermals derselben Behandlung unterworfen, aus dem vom Platin befreiten Residuum können Osmium, Iridium, Rhodium und Ruthenium gewonnen werden.

Deville und Debray haben in ihrer oben citirten, sowie in einer spätern Abhandlung*) das Verfahren bei Anwendung des trocknen Wegs speciell beschrieben. Die eine Methode ähnelt dem bereits mitgetheilten Probirverfahren und beruht ebenfalls darauf, dass das Blei sich mit dem Platin leicht legirt, Osmium-Iridium aber nicht angreift, Eisen (durch das zugesetzte Schwefelblei) in Schwefeleisen verwandelt und dieses verschlackt werden kann.

Das Erz wird in Tiegeln mit 1 Th. Bleiglanz und $\frac{1}{2}$ Th. Blei bis zur vollständigen Zersetzung geschmolzen, hierauf Luft zugeführt, bis der Schwefel als schweflige Säure verflüchtigt ist, dann aber etwas Braunstein und Glas zugegeben, wodurch sich eine leichtflüssige Schlacke bildet und eine vollständige Absonderung der Legirung des Bleies mit den

*) Ann. de chim. et de phys. t. 61. p. 5. Polyt. Centralbl. 1861. S. 1263.

nutzbaren Metallen des Erzes stattfindet*). Das platinhaltige Blei wird in Stücke zerschlagen und cupellirt, die rückständige, erstarrende, noch bleihaltige Masse aber im Kalkofen geschmolzen und gefeint. Nach dem Cupelliren findet sich oft auf der Oberfläche der porösen Masse ein schwarzes, krystallisches Pulver, welches fast alles Rhodium und Iridium im oxydirten Zustande mit Bleioxyd verbunden enthält und leicht abgetrennt werden kann, so dass man auf diese Weise zuweilen fast reines Platin erhält. Bei der Verarbeitung sehr grosser Quantitäten Erz schlagen die Verfasser zu den beschriebenen Manipulationen die Anwendung kleiner Flammöfen vor.

Der Kalkofen zum Feinen des Platins besteht für kleine Schmelzungen aus zwei Stücken gebrannten Kalk, von denen das obere als Deckel dient und auf der unteren Seite nur schwach ausgehöhlt ist, das untere dagegen zur Aufnahme des Platins eine grössere Höhlung hat. Zwischen beiden Kalkstücken befindet sich zur Seite eine Oeffnung, welche als Ausguss für die geschmolzene Metallmasse dient und auch den Abzug der Gase vermittelt. Durch eine Oeffnung im Deckel führt man die Spitze eines Knallgasgebläses, dessen Gaszuleitungsröhren ziemlich weit sein müssen, ein (um 12—15 Kilogr. Platin zu schmelzen ist bei Anwendung von Leuchtgas für dessen Röhre ein Querschnitt von mindestens 1 Quadratcentim. und für die Platinöffnung, durch welche der Sauerstoff austritt, 2 Millimeter Weite nöthig). Nachdem der Ofen in starke Hitze gebracht, wird das Platin in Blechform durch die erwähnte, seitwärts zwischen den beiden Kalkstücken befindliche Oeffnung eingetragen. Das Platin schmilzt sehr bald ein, zeigt sich auf der Oberfläche keine Schlacke mehr, so ist dasselbe fein und kann in Formen von Kalk, von Gasretortenkokes oder dickem, mit Graphit gut ausgestrichenen Gusseisen gegossen werden, nachdem man den Deckel des Behälters entfernt hat. Zum Giessen grösserer Mengen Platin hat man einen aus mehreren Kalkstücken bestehenden Ofen mit einer besondern Vorrichtung zum Halten desselben nöthig.

*) Den untern Theil der erkalteten Metallmasse entfernt man und setzt ihn beim nächsten Schmelzen wieder zu, bis er sehr reich an Osmium Iridium ist, man erhitzt ihn dann auf einem geneigten Heerde, wobei das platinhaltige Blei abfliesst, während Osmium Iridium zurückbleibt.

Das auf diese Weise unmittelbar aus Erzen dargestellte Platin kann Iridium und Rhodium enthalten, da indess diese Metalle dem Platin grössere Härte und mehr Widerstandskraft gegen chemische Agentien verleihen, so erweisen sie sich in den meisten Fällen eher vortheilhaft. Man kann deshalb auch gleich eine solche Legirung durch einfaches Schmelzen des Erzes im Kalkofen unter Zusatz von 2—5 Proc. Kalk darstellen, da alle anderen Substanzen bei der hohen Temperatur entweder verflüchtigt werden (Gold, Palladium, Osmium) oder sich verschlacken (Kupfer, Eisen, Thonerde etc.) Das Umschmelzen des erhaltenen Metalls muss, um Osmium und Kupfer vollständig zu entfernen, nochmals wiederholt werden.

Zur Darstellung von ganz reinem Platin behandeln die Verf. das Erz mit Königswasser, zersetzen die Chloride durch Hitze und trennen das reducirte Platin von dem nicht reducirten Oxyd durch Schlämmen. Das Platin, dem man noch vorher durch Digeriren mit Salpetersäure etwas Palladium entziehen kann, ist nach dem Schmelzen im Kalkofen vollkommen rein. Die abgeschlämmten Oxyde werden mit concentrirter Schwefelsäure erhitzt, dadurch Eisen, Kupfer und etwas Palladium gelöst und durch Waschen entfernt, das rückständige Gemenge von Iridium- und Rhodiumoxyd im Kohlentiegel reducirt und zu Legirungen verwendet.

Auch altes Platin kann durch Umschmelzen im Kalkofen gereinigt werden, da die Substanzen, welche dasselbe leicht angreifen und mit denen es beim Gebrauche am leichtesten verunreinigt wird, wie z. B. Schwefel, Phosphor, Arsen, Silicium sich vollständig dadurch entfernen lassen.

Ein Uebelstand, mit welchen man bei der weitern Verarbeitung des nach den eben beschriebenen Methoden geschmolzenen und gegossenen Platins bis jetzt noch zu kämpfen hat, ist die häufig eintretende blasige Beschaffenheit des Metalls.

Die Verf. haben in ihren Abhandlungen auch Verfahrungsarten zur Abscheidung und Darstellung des Osmiums, Ruthe-niums, Rhodiums und Iridiums in reinem Zustande angegeben.

Anwendung des Platins. Der Widerstand des Platins gegen die Einwirkung der Säuren, verbunden mit Strengflüssigkeit, macht dieses Metall ganz unschätzbar für chemische Versuche und für mancherlei Anwendungen in der Technik.

Man benutzt es besonders zu Tiegeln, Schalen, Löffeln, Zangen, Blech, Draht etc. Legirungen des Platins mit Ausnahme derjenigen mit Rhodium und Iridium finden nur selten Anwendung, wenige Procente, von dem genannten Metalle im Platin machen wie schon erwähnt, dasselbe härter und wiederstandsfähiger gegen den Angriff chemischer Agentien. Deville und Debray ziehen zu diesem Behufe Legirungen mit 10—15 Proc. Iridium ganz besonders vor. Eine Legirung mit circa 23 Proc. und 1,7 Proc. Rhodium lässt sich noch sehr gut bearbeiten und wird selbst von Königswasser sehr schwer angegriffen, eine Legirung mit 30 Proc. Rhodium aber ist durch Königswasser unangreifbar.

## Quecksilber.

Eigenschaften. Das Quecksilber gehört zu den seltener vorkommenden Metallen, ist bei gewöhnlicher Temperatur flüssig und wird erst bei 40° C. starr. Sein spec. Gewicht ist nach Regnault bei 0° C. 13,5959. Bei ohngefähr 360° siedet es und bildet einen farblosen Dampf. Das Quecksilber des Handels ist niemals völlig rein, sondern enthält stets grössere oder geringere Mengen anderer Metalle, so namentlich Blei, Zinn, Zink, Wismuth, Kupfer Silber und ausserdem gewöhnlich Staub und andere Unreinigkeiten beigemengt. Reines Quecksilber hält sich beim Schütteln an der Luft längere Zeit blank, unreines überzieht sich bald mit einer grauen Haut. Staub und andere Einmengungen lassen sich durch Filtriren entfernen, die aufgelösten fremden Metalle durch vorsichtige Destillation oder Digeriren des Quecksilbers mit engl. Schwefelsäure, sehr verdünnter Salpetersäure, salpetersaurem Quecksilberoxydul, Quecksilberchlorid oder Eisenchlorid. Völlig reines Quecksilber erhält man durch Destillation von gleichen Theilen Zinnober und gebrannten Kalk oder Eisenfeilspähnen, wobei Kalkschwefelleber oder Schwefeleisen in der Retorte zurückbleiben.

### Von den Quecksilbererzen und dem Probiren derselben.

Erze. Das Quecksilber kommt in der Natur metallisch im gediegenen Quecksilber, sowie mit Silber im Amalgam vor,

ausserdem findet es sich in Verbindung mit Schwefel, Selen, Chlor und Jod. Für den Hüttenmann hat ausser dem gediegenen Quecksilber besonders die Verbindung mit Schwefel, Hg, Interesse, indem aus derselben der bei Weitem grösste Theil des in den Handel kommenden Quecksilbers dargestellt wird. Das Schwefelquecksilber findet sich in reinem Zustande als Zinnober mit 86,2 Proc. Metall und kommt verbunden mit andern Schwefelmetallen im quecksilberhaltigen Fahlerz (S. 145) vor, in welchem 0,5 Proc. bis circa 17 Proc. Quecksilber enthalten sind. Zinnober kommt zuweilen derb, häufiger aber eingesprengt oder als Anflug auf Lagern im Grauwackengebirge und im Sandstein des Uebergangsgebirges, ferner im jüngeren Uebergangskalk und im Gebirge des Todtliegenden, begleitet von Kalkspath, Quarz etc. vor. Häufig ist der Zinnober innig mit der Bergart gemengt, so im Lebererz, einem bituminösen Mergel, im Korallenerz, Ziegelerz etc.

Probirverfahren. Die Bestimmung des Quecksilbergehaltes eines Erzes geschieht für hüttenmännische Zwecke am besten auf trocknem Wege. Diese trockne Probe gründet sich darauf, dass man das entweder schon freie oder aus seiner Verbindung durch gewisse Zuschläge sich abscheidende Quecksilber in einer Retorte abdestillirt, condensirt und auffängt. Die mit übergehenden Verunreinigungen sind so gering, dass sie hierbei vernachlässigt werden können.

Reichere Zinnobererze werden in Quantitäten von $^1/_4$ bis 3 Pfd. mit der Hälfte bis gleichen Theilen schwarzen Fluss oder Kalk oder 25—50 Proc. Eisenfeile in einer thönernen oder gusseisernen Retorte anhaltend erhitzt. Der Retortenhals mündet in eine z. Th. mit Wasser gefüllte Vorlage, geht jedoch nicht bis ins Wasser hinein, ist aber zur vollständigen Abkühlung mit einem feucht zu haltenden Linnen- oder Papierstreifen umwickelt. Nach beendigter Destillation wird das dem Quecksilber anhaftende Wasser durch Löschpapier oder gebrannten pulverförmigen Kalk entfernt und das Metall in einem tarirten Gläschen gewogen. Bei Erzen mit weniger als 5 Proc. Quecksilbergehalt wird diese Probe höchst ungenau. Berthier hat deshalb vorgeschlagen, bei solchen armen Erzen grössere Quantitäten derselben mit Königswasser zu digeriren,

das Filtrat einzudampfen und die trockne, Quecksilberchlorid haltende Masse mit dem dreifachen Gewicht schwarzen Fluss sehr innig zu vermengen und in einer Glasretorte bei nicht zu hoher Temperatur zu erhitzen. Erze, welche das Quecksilber im gediegenen Zustande enthalten, werden auf dieselbe Weise, jedoch ohne Zuschläge erhitzt.

### Gewinnungsmethoden des Quecksilbers.

Als eigentliches Quecksilbererz ist für den Hüttenmann, wie schon erwähnt, nur der Zinnober von Wichtigkeit, da das gediegene Quecksilber immer nur zufällig Gegenstand der Verarbeitung der Quecksilbererze ist. Die Abscheidung des Schwefels aus dem Zinnober erfolgt entweder durch Röstung, wobei der Schwefel als schweflige Säure entweicht, das Quecksilber aber sich in Dämpfen verflüchtigt, welche leicht condensirt werden können oder durch Anwendung von Zuschlägen, wie Kalk, Eisenhammerschlag etc. An manchen Orten enthalten schon die Erze den Kalk als Bergart beigemengt.

#### 1) Gewinnung durch Röstung der Erze.

Röstung in Stadeln. Zu Altwasser*) in Ungarn verschmilzt man quecksilberhaltige Fahlerze und röstet sie vorher in Stadeln, wobei man Quecksilber gewinnt. In den Mauern der Stadeln, 6—8 Zoll von der Sohle entfernt, befinden sich Züge zum Eintritt der atmosphärischen Luft, die Stadeln sind 7 Klftr. lang, 20 Fuss breit, $4\frac{1}{2}$ Fuss hoch und fassen 2000 Ctr. Erz. Letzteres wird nach Qualität und Grösse der Stücke auf folgende Weise geschichtet. Die Sohle der Stadel bestürzt man bis zum Niveau der Luftlöcher mit den kleinsten Erzstücken, darauf kommen die von den schon gebrannten, aber noch quecksilberhaltigen Erzen durchgerätterten Abfälle zu liegen. Ueber beide Schichten wird das aus Holz und Kohle bestehende Brennmaterial gelagert; auf letzteres wird das bei der früheren Campagne als Decke gebrauchte Erz, welches vom Feuer wenig angegriffen wurde, in einer Schicht von 3 bis 5 Zoll gestürzt. Auf diese kommen bereits gebrannte Queck-

*) Oesterr. Zeitschr. 1853. Nr. 4 und 5. Berg- u. h. Zeitung 1853. S. 708.

silberschlieche in Form eines 2 Fuss breiten und 6 Zoll dicken Streifens längs der Mauer, so wie auch in die Mitte ärmere Erze gegeben werden. Der ganze Haufen wird endlich mit mittleren, dann mit den besten Erzen so bestürzt, dass das Ganze ein muldenförmiges Ansehen erhält und hierauf zur Feuerung geschritten. Das Schwefelquecksilber verwandelt sich in schweflige Säure und Quecksilberdampf, welcher sich in den obern kältern Schichten des Haufens verdichtet. Die oberen Lagen des Haufens, welche stellenweise zu warm werden, sucht man durch Aufstürzen neuer Erze stets kühl zu erhalten. Nach 3 Wochen hat sich an der obersten Erzschicht das Quecksilber schon in bedeutender Menge abgesetzt und die Campagne ist zu Ende. Diese Schichten werden vorsichtig abgehoben, in Durchschläge gegeben und das mit dem Schliech durchgehende Quecksilber in einem mit Wasser gefüllten Bottich abgewaschen. Der Schliech wird in kleinen Partien aus der Bütte genommen, mit Wasser in eignen Gefässen über einem andern Bottich gebeutelt, wodurch sich das Quecksilber mehr vereinigt und abgegossen werden kann. Die vollständig gerösteten Erze werden auf Rohstein verschmolzen, diejenigen aber, welche noch Quecksilber enthalten, einer zweiten Röstung unterworfen.

Röstung in Schacht- und Flammöfen. Zu Idria*) in Krain werden die dort vorkommenden Quecksilbererze in Schacht- und Flammöfen zu Gute gemacht. Das Erz gelangt in Form von Stufferz, Erzklein und Schliech zur Verhüttung. Die ältere Art der Schachtöfen (Leopoldi-Oefen) hat folgende Construction. Der Ofenschacht ist durch zwei rostartig durchbrochene Gewölbe in drei Abtheilungen getheilt, die unterste dient zur Verbrennung des Holzes, die mittlere zur Aufnahme der grössten und ärmsten Erzstücke, welche durch Seitenöffnungen eingebracht auf das gitterartige Gewölbe ebenfalls gewölbartig aufgesetzt werden, in die oberste Abtheilung kommen in über einander gestellten thönernen Schaalen (Casetten) Erzklein, Schliech und Ofengekrätz. Aus dieser Abtheilung, welche mit einem Gewölbe geschlossen ist, führen

*) Ann. de min. sér. 5, tom. V. p. 7, übersetzt in Berg- u. h. Zeitg. 1854. S. 357.

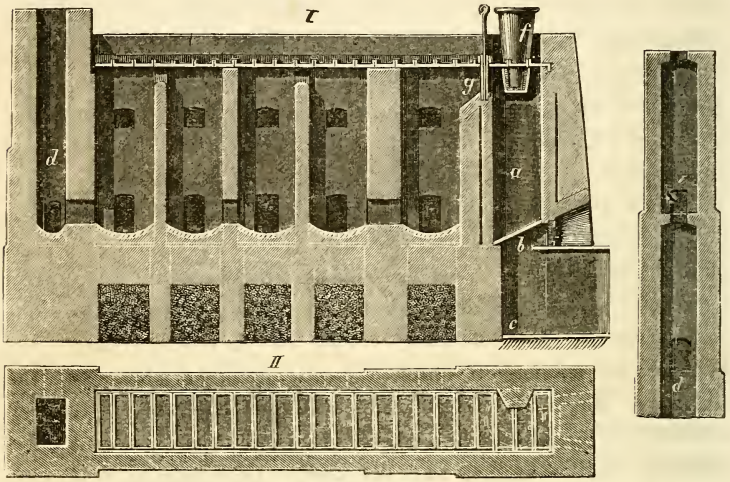
unmittelbar unter letzteren Oeffnungen in die daneben liegenden gemauerten Condensationskammern von ganz ähnlicher Einrichtung wie bei dem in Fig. 35 abgebildeten Ofen, nur ohne die dort angewendete Abkühlung durch Wasser. Nach dem Füllen des Ofens werden alle Oeffnungen gut verschlossen, hierauf aber mittelst Holzfeuer die Temperatur bis zur Rothgluth gesteigert. Man verschliesst dann auch die zur Feuerung und zum Aschenfall führende Thür und überlässt den Ofen sich selbst. Der Prozess dauert im Ganzen 7 Tage, einen Tag zum Einsetzen und Anfeuern, drei Tage zur Destillation des Quecksilbers und weitere drei Tage zur Abkühlung und Entleeruug. In den Verdichtungskammern setzt sich ausser Quecksilber eine eigenthümliche schwarze Masse ab, welche sich theils an den Wänden, theils auf der Sohle findet und Stupp (vom slavischen stupa, Staub) genannt wird. Sie besteht aus einem Gemenge von metall. Quecksilber, Schwefelquecksilber, Kohlen- und Aschentheilen, Idrialin (eine Verbindung von Kohlenstoff und Wasserstoff) und geringen Mengen von Schwefeleisen und Selen. Diese Masse wird auf eine schiefgestellte hölzerne Tafel gebracht und mit hölzernen Krücken so lange hin und her bewegt, bis keine Quecksilberkügelchen mehr herausrollen. Der Rückstand kommt auf die Schüsseln in den Ofen zurück.

Der mittlere Metallgehalt der in den Leopoldi-Oefen destillirten Erze beträgt 3,26 Proc., wovon man 2,36 Proc. gewinnt.

Ausser diesen eben erwähnten Schachtöfen bedient man sich in Idria noch eines sogenannten Hähner'schen Ofens, welcher eine ununterbrochene Destillation gestattet und in Fig. 35 I. und II. abgebildet ist. Der Ofen hat einen kreisrunden Schacht *a* von 18 Fuss Höhe und 3 Fuss 8 Zoll Durchmesser mit Aufgebetrichter *f*. Der geneigt liegende Rost *b* besteht aus beweglichen Eisenstäben, um durch theilweises Wegziehen derselben das durchgebrannte Erz in einen auf der Schienenbahn *c* beweglichen Wagen entleeren zu können. Es werden abwechselnd Erz- und Kohlengichten aufgegeben. Die Verdichtungsräume bestehen aus 6 gemauerten Kammern, von denen 5 mit einer gusseisernen Decke versehen sind, auf welcher während des Betriebes beständig kaltes Wasser fliesst,

in der sechsten Kammer aber, über welcher sich die Esse befindet und zwar in den Abtheilungen *d* und *e* über einander

Fig. 35 I. und II.

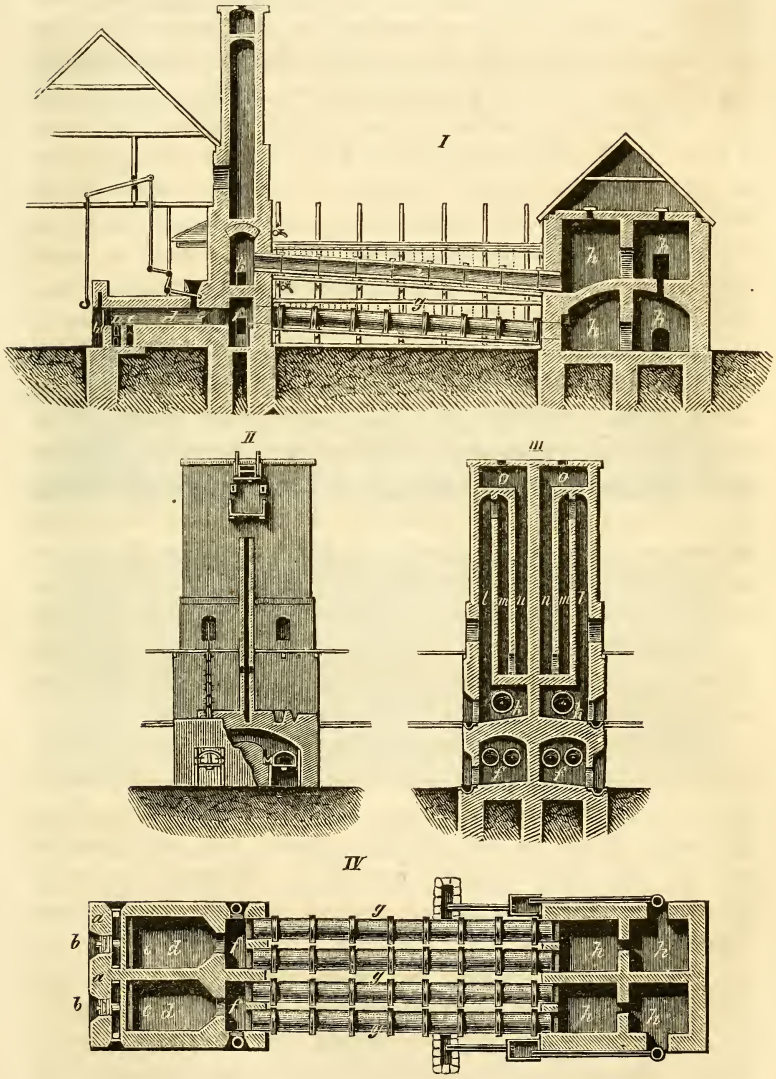



abwechselnd liegende Tropfböden angebracht sind, auf welche ebenfalls kaltes Wasser geleitet wird. Jede der ersten fünf Kammern ist 18 Fuss hoch und mit 2 Oeffnungen versehen, die eine am untern, die andere am obern Theile, durch welche Gase und Dämpfe hindurchströmen. Die Produkte bei diesem Ofen sind ebenfalls Quecksilber und Stupp, letzterer wird theils auf mechanischem Wege, theils durch Destillation in Retorten zu Gute gemacht. Der Gehalt der im Hähner'schen Ofen zu Gute gemachten Erze beträgt 3,11 Proc., wovon man 1,9 Proc. gewinnt.

Zur Aufarbeitung des Erzkleins bedient man sich in Idria der Alberti'schen Flammöfen, deren Construction, sowie Condensationsvorrichtung aus Fig. 36 I. bis IV. zu ersehen ist. Zwei dieser Flammöfen sind stets an einander gebaut. Mit Hülfe eines Trichters gelangt das Erz (45 Ctr.) durch die Oeffnung *e* (I.) auf die Ofensohle *d*, die Arbeitsöffnung befindet sich bei *b*, der Rost bei *a*. Bei Beginn der Campagne wird die ganze Post eingebracht und ausgebreitet, ist nach einiger Zeit das Erz auf der ersten Hälfte des Heerdes zum Glühen gekommen, so wird dasselbe gewendet, wieder gefeuert, endlich aber das auf dem ersten Drittheile des Heerdes liegende

Erz in die zwischen Heerd und Feuerraum befindliche Vertiefung c, die Brandgasse, gezogen. Das auf dem zweiten

Fig. 36 I. bis IV.




Drittheile des Heerdes liegende Erz kommt jetzt auf das eben leer gewordene erste Drittheil, das auf dem letzten Drittheile

befindliche Erz auf das zweite, wo hingegen das leer gewordene letzte Drittheil von Neuem mit 15 Ctr. Erz besetzt wird etc. Jede Abtheilung bleibt circa 3 Stunden im Ofen, Schlieche lässt man etwas länger darin. Der Betrieb erfolgt auf diese Weise $^1/_2$ Jahr lang ununterbrochen fort, wo dann das Reinigen der Condensationsvorrichtungen erfolgt. Letztere haben folgende Einrichtung: die Quecksilberdämpfe etc. treten zunächst in eine Vorkammer *f*, hierauf in zwei neben einander laufende, 3 Fuss im Durchmesser weite und 42 Fuss lange, aus mehreren Stücken zusammengesetzte eiserne Röhren *g g*, welche durch Wasser auf die Weise abgekühlt werden, dass aus hölzernen Gerinnen, in welche spitze Pflöcke eingesteckt sind die nicht vollkommen schliessen, fortwährend Wasser träufelt. Aus diesen Röhren treten die Gase und Dämpfe in die Kammern *h*, von wo sie sich dann wieder in eine gusseiserne Röhre *i* von derselben Dimension wie die untere, begeben, die ebenfalls durch Wasser gekühlt wird. Aus dieser Röhre treten sie in einen auf die Vorkammer aufgemauerten Kamin *k*, welcher nach oben durch Ziegelwände in die Räume *l*, *m*, *n*, getheilt ist, so dass sie hinauf, herunter und abermals hinauf zu steigen gezwungen sind, ehe sie durch *o* in die Atmosphäre übergehen können. Die Produkte sind Quecksilber und ebenfalls Stupp, welcher in eisernen Retorten der Destillation unterworfen wird.

Der mittlere Gehalt der in den Alberti'schen Oefen zu Gute gemachten Erze beträgt 1,55 Proc. Quecksilber, wovon man 1,10 Proc. gewinnt. —

Zu Almaden*) in Spanien finden sich im Thonschiefer zinnoberhaltige Schichten eines feinkörnigen Sandsteins gelagert, welche Gegenstand einer sehr bedeutenden Quecksilbergewinnung sind. An den häufigsten Stellen tritt der Zinnober nur als mehr oder weniger vorwaltendes Pigment des Sandsteins auf, oft aber in solchen Mengen, dass die ganze Masse derber Zinnober ist.

Je nach dem Gehalte des Erzes unterscheidet man verschiedene Sorten, die erste der beinahe reine Zinnober, giebt im Durchschnitt bei der Verhüttung 15—20 Proc. Quecksilber, eine zweite und dritte 4,5 bis 6 Proc. resp. 0,25 bis

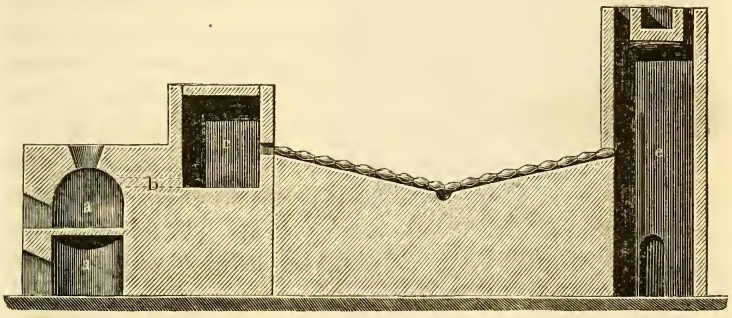
*) Berg- und hüttenm. Zeitung 1861. Nr. 45.

0,75 Proc., endlich das Grubenklein mit $1^1/_2$ bis 2 Proc. ausbringbarem Metallgehalt, wobei indess zu berücksichtigen ist, dass nur $^1/_4$ bis $^1/_3$ des Quecksilbers condensirt werden.

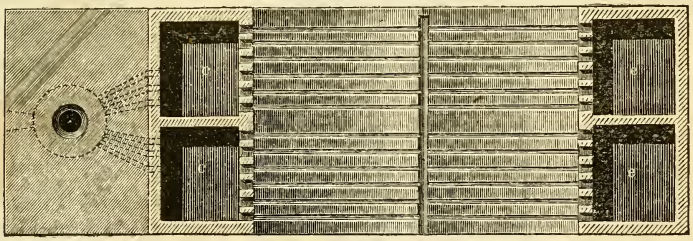
Zur Destillation der Erze hat man zwei Arten von Oefen, die ältern Bustamente-Oefen, sowie die oben beschriebenen Schacht-Oefen von Idria. Der ältere Ofen, dessen ohngefähre Einrichtung in Fig. 37 im Durchschnitt (a) und Grundriss (b)

Fig. 37 a und b.

a.



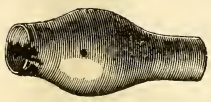

b.




abgebildet ist, besteht aus einem etwa 6 Fuss weiten und 25 bis 30 Fuss hohen cylindrischen Schacht *a*, welcher oben durch ein Kuppelgewölbe bis auf eine kleine Eintragöffnung geschlossen ist und ungefähr in der Mitte seiner Höhe durch einen aus Ziegeln construirten gitterartigen Rost in zwei Theile, den Erz- und Feuerungsraum, getheilt wird. Dicht unter der Kuppel befinden sich 6 Fuchsöffnungen *b*, welche mit zwei kleinen Kammern *c* in Verbindung stehen. Von hier an beginnt die eigenthümliche Condensationsvorrichtung dieser Oefen. Auf der andern Seite jeder Kammer befinden sich sechs ähnliche Oeffnungen, welche zu einem geneigten Ziegelplan führen,

der wie aus dem Grundriss (b) zu ersehen ist, in der Richtung jeder dieser sechs Oeffnungen eine in den Ziegeln selbst hergestellte Rinne hat; in der Mitte des Plans kommen diese Rinnen mit einer tiefern, sie senkrecht durchkreuzenden Rinne zusammen, welche nach der einen Seite hin ein wenig Fall hat. Jenseits dieser Hauptrinne setzen die Rinnen des Ziegelplans fort und münden endlich durch Oeffnungen in eine sehr weite, oben bis auf zwei kleine Oeffnungen verschlossene Esse *e*. Die Verbindung der Oeffnungen der Kammer *c* mit der Esse *e* wird durch die sogenannten Aludeln Fig. 38 hergestellt. Es sind diess Thongefässe von circa 18 Zoll Länge, 10 Zoll grösster Weite und 6 Zoll Weite an den Mündungen, welche eine in die andere gesteckt und mit Asche, die mit Wasser angerührt wird, gedichtet werden. Jede Aludel hat im Bauche ein kleines Loch, welches in die oben erwähnte Rinne des Ziegelplans zu liegen kommt und dem condensirten Quecksilber zum Ausflusse dient. Letzteres rinnt dann in der den Plan rechtwinklich durchkreuzenden Rinne dem Vorrathshause zu. In den Kammern sowie in den Essen schlägt sich ebenfalls viel Quecksilber gemengt mit Russ und Erzstaub nieder.

Fig. 38.



Der Destillationsprozess in einem solchen Ofen dauert drei Tage, am vierten wird der Ofen gereinigt und neu gefüllt; eine Charge besteht aus 245 Ctr. in verschiedenen Erzgattungen, das Grubenklein wird vorher zu Ziegeln geformt.

Die vielen Lutirungen der Aludeln, sowie die Zerbrechlichkeit solcher Thongefässe machen diese Art Condensation zu einer höchst mangelhaften und man hat deshalb in neuerer Zeit Idrianer Schachtöfen mit Kammer-Condensation gebaut.

Man producirt jährlich zu Almaden circa 20000 Ctr. Quecksilber.

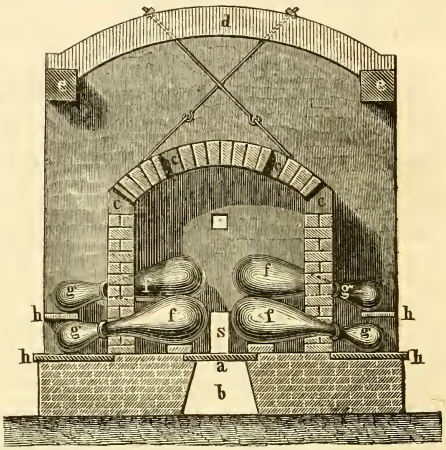
### 2) Gewinnung durch Destillation mit Zuschlägen in geschlossenen Räumen.

Die Anwendung von Gefässöfen zur Gewinnung des Quecksilbers ist nur bei einer verhältnissmässig geringen Production oder bei reichen Erzen von Vortheil, indem damit ein grosser Aufwand an Zeit und Löhnen, sowie auch an

Brennmaterial verbunden ist. Die Verdichtung der Dämpfe kann sehr vollständig bewerkstelligt werden. Als Zersetzungsmittel bedient man sich fast überall des gebrannten Kalkes. Die Destillationsgefässe haben entweder wie bei den Galeerenöfen eine birnförmige Gestalt, oder sind cylindrisch nach Art der Gasretorten.

In einem Galeerenofen, Figur 39 (die Beschreib. s. Bd. 1, S. 220), befinden sich 40—60 irdene oder eiserne Retorten von circa 3 Fuss Länge und 16 Zoll grösstem Durchmesser, die irdenen Vorlagen sind etwa 14 Zoll lang und 8 Zoll weit, werden mit etwas Wasser angefüllt und lutirt. Die engen Räume der Vorlagen erschweren unstreitig die Condensation des Quecksilbers. Ausser letzterem findet sich in den Vorlagen stets ein schwarzes, schwefelquecksilberhaltiges Pulver, welches durch Verwaschen entfernt, gesammelt und wieder mit Kalk destillirt wird. Die Retorten sind nach Art der Gasretorten über einer Feuerung eingemauert und haben Condensationsvorrichtungen verschiedener Art; z. B. bei der zu Landsberg*) im bayrischen Rheinkreise üblichen Einrichtung setzt jede Retorte an ihrem hintern Ende in eine engere nach unten gerichtete Röhre fort, deren Mündung in einen geschlossenen und z. Th. mit Wasser gefüllten eisernen Kasten (Condensator) bis wenig unter die Oberfläche des Wassers reicht. Das während der Destillation auf den geneigt liegenden Boden des Condensators niedersinkende Queck silber läuft in eine am tiefsten Punkte des Bodens angebrachte stehende Röhre, welche an ihrem untern Ende dadurch ab-

Fig. 39.




*) Phillips's Manual of Metallurgy 1852. p. 462.

geschlossen wird, dass sie in ein kleines offenes mit Quecksilber gefülltes Gefäss taucht; das Metall tritt aus diesem Gefäss allmälich in ein verschliessbares Reservoir über.

In Californien condensirt man die Quecksilberdämpfe nach ihrem Austritt aus den eisernen Retorten in einem vertikalen, konischen Recipienten, welcher durch tropfendes Wasser kühl erhalten wird. Nach beendigter Destillation wird das Quecksilber durch einen in der Spitze des Conus angebrachten Hahn abgelassen.

Anwendung des Quecksilbers. Das Quecksilber erleidet ausgedehnte Anwendung bei der Amalgamation der Gold- und Silbererze, wird bekanntlich zu Thermometern und Barometern benutzt und liefert in Verbindung mit andern Stoffen eine Reihe wichtiger Präparate, welche sowohl für technische als auch medicinische Zwecke Verwendung finden. Von seinen Verbindungen mit den Metallen, den Amalgamen, sind besonders diejenigen mit Gold und Silber, deren man sich bei der Vergoldung und Versilberung im Feuer, sowie mit Zinn, welches man beim Belegen des Spiegelglases zur Anfertigung der Spiegel braucht, hervorzuheben. Unter den übrigen Verbindungen sind die wichtigsten der künstliche Zinnober, welcher durch inniges Mischen von Quecksilber (42 Th.) mit Schwefel (8 Th.), vorsichtiges Sublimiren des erhaltenen Pulvers und Schlämmen der reinen Theile der sublimirten dunkelrothen Masse erhalten wird, so wie die Verbindungen mit Chlor, das Chlorid (ätzendes Sublimat) und Chlorür (Calomel).

---

## Arsen.

Eigenschaften. Das Arsen besitzt eine stahlgraue Farbe und starken Glanz, hat eine rhomboëdrische Krystallform und ein spec. Gewicht von 5,67 bis 5,95. Bei 180° C. verflüchtigt es sich ohne vorher zu schmelzen. An gewöhnlicher Luft verliert es bald Glanz und Farbe in Folge der Bildung von Suboxyd, an trockner Luft hält es sich. Beim Erhitzen

unter Zutritt von Luft oxydirt es sich zu arseniger Säure, welche verdampft und sich an kalten Gegenständen in Krystallen, welche Octaëder sind, absetzt. Mit den meisten Metallen verbindet es sich leicht zu Arsenmetallen.

Von den Arsenerzen und dem Probiren derselben.

Erze. Diejenigen Erze, welche allein ihres Arsengehaltes wegen gewonnen werden und daher zunächst als eigentliche Arsenerze betrachtet werden müssen, sind das gediegene Arsen, meist geringe Mengen von Eisen, Kobalt, Nickel, Antimon und Silber enthaltend; das Arseneisen (Arsenikalkies) im reinen Zustande $Fe^4 As^3$ mit 66,8 Proc. Arsen und Fe As mit 72,8 Proc. Arsen, beide häufig mit etwas Arsenkies vermengt; der Arsenkies $Fe S^2 + Fe As$ mit 46,08 Proc. Arsen und 19,6 Proc. Schwefel. Ausser diesen Erzen dienen noch zur Gewinnung des Arsens mehrere in der Natur vorkommende Verbindungen des Kobalts und Nickels, wie z. B. der Weissnickelkies Ni As, der Rothnickelkies $Ni^2 As$, die mit dem allgemeinen Namen Speisskobalt bezeichneten isomorphen Mischungen der Arsenide von Co, Ni und Fe, sowie endlich der Kobaltglanz $Co S^2 + Co As$ und Kobaltarsenkies $(Fe Co) S^2 + (Fe As) As$, welche Verbindungen vor ihrer weitern Verarbeitung auf Kobalt und Nickel einer Röstung unterliegen müssen. Bei der Zugutemachung von Zinnerzen wird ebenfalls an einigen Orten Arsen gewonnen, welches von den oben genannten, den Zinnerzen häufig beibrechenden eigentlichen Arsenerzen, dem Arsenkies und Arseneisen herrührt. Dasselbe kann der Fall sein bei der Verhüttung silberhaltiger Blei- und Kupfererze, mit welchen diese eigentlichen Arsenerze nicht selten vorkommen und verschmolzen werden müssen.

Probirverfahren. Die Arsenerze werden bei den Arsenhütten auf Arsen, arsenige Säuren und Schwefelarsen verarbeitet, so dass also der Hüttenmann in den Fall kommen kann, zu untersuchen, wieviel sich von den genannten Produkten aus einem Erze oder auch wenn von andern Prozessen herrührende arsenikalische Zwischenprodukte mit zur Verarbeitung gelangen, aus diesen gewinnen lassen. Eine genaue Bestimmung des Arsens in irgend einer Substanz, mag das-

selbe nun für sich oder in Verbindung mit Sauerstoff oder Schwefel darin enthalten sein, ist nur mit Hülfe analytischer Methoden möglich und es muss deshalb hier auf die Lehrbücher der analytischen Chemie verwiesen werden*).

Eine dokimastische Probe auf met. Arsen wird folgendermaassen ausgeführt: eine grössere Quantität (bis zu 1 Pfd.) des Probegutes wird, wenn das Arsen als solches vorhanden für sich, oder bei Anwesenheit von arseniger Säure mit 16 bis 20 Proc. Holzkohlenpulver, oder wenn Schwefelverbindungen zugegen mit etwas Pottasche oder gebrannten Kalk gemengt, in einer Retorte oder Thonröhre allmählich bis zum Rothglühen erhitzt und 1 bis $1\frac{1}{2}$ Stunde in dieser Temperatur erhalten. Zur Auffangung des Arsens wird in den Hals der Retorte oder des Rohrs ein zusammengerolltes dünnes Eisenblech gelegt und als Vorlage eine Probirtute angepasst und bis auf eine kleine Oeffnung lutirt. Alles sublimirte Arsen wird sorgfältig gesammelt und gewogen.

Eine Untersuchung auf arsenige Säure kommt gewöhnlich nur vor, wenn es sich darum handelt, in diesem von andern Prozessen herrührenden und durch Flugstaub etc. verunreinigten Produkte, den Gehalt an reiner Säure zu ermitteln. Sind, wie dies häufig der Fall ist, keine oder nur äusserst geringe Mengen anderer flüchtiger Substanzen mit vorhanden, so kann durch eine vorsichtige Röstung oder Sublimation einer abgewogenen Menge aus dem Gewichtsverluste der Gehalt an arseniger Säure in einer für die Praxis ausreichenden Weise bestimmt werden.

Bei der Probe auf Schwefelarsen kommt es darauf an zu ermitteln, welche Quantität einer solchen Verbindung aus einem Erze oder Erzgemenge durch Sublimation zu gewinnen steht und von welcher Beschaffenheit das Produkt ist, oder man sucht zu erfahren, welche Zuschläge und in welcher Menge man solche bei der Destillation einer vorliegenden Substanz zusetzen muss, damit ein Arsenglas von bestimmter

*) Die zuverlässigsten Bestimmungsweisen sind jedenfalls diejenigen der Titrirung des in arsenige Säure übergeführten Arsens durch Jodlösung (s. Mohrs Lehrbuch der chemisch-analytischen Tritirmethode), sowie als arsensaure Ammoniak-Magnesia.

Farbe als Produkt erscheint und welche Quantität man davon zu erwarten habe.

## Darstellung des Arsens, der arsenigen Säure, sowie des rothen und gelben Arsenglases*).

### a) Darstellung von metallischem Arsen.

Das metall. Arsen wird entweder aus den oben genannten eigentlichen Arsenerzen und zwar dem Arsenkies und Arseneisen gewonnen, oder durch Reduction der arsenigen Säure mittelst Kohle dargestellt. Die Destillation erfolgt in Röhren oder Retorten, welche mit Vorlagen versehen werden. Die Gefässe liegen wie in einem gewöhnlichen Galeerenofen, mehrentheils in zwei übereinander befindlichen Reihen unmittelbar über dem Roste. Nachdem die Gefässe mit Erz etc. gefüllt sind, wird ein zusammengerolltes Stück Schwarzblech zur Aufnahme des Arsens in die Mündung derselben gesteckt und die Vorlage lutirt. Die Feuerung wird mittelst der Füchse im Gewölbe dirigirt. Nach beendigter Destillation lässt man den Ofen erkalten und rollt die Bleche behutsam auseinander, wobei das Arsen sich leicht loslöst. Es muss von stahlgrauer Farbe, schuppig krystallisch und stark glänzend sein. Waren die Röhren zu weit oder zu kurz, so entsteht in Folge des erleichterten Zutritts der Luft ein mehr pulverförmiges (arsenige Säure enthaltendes) Produkt von grauer Farbe, welches sich beim Liegen an der Luft mehr und mehr oxydirt. Etwas Aehnliches ist bei zu kühl gehaltenen Vorlagen der Fall, überhaupt aber bildet sich dieses unscheinbare Produkt gewöhnlich bei Anwendung von arseniger Säure und Kohle.

### b) Darstellung der arsenigen Säure.

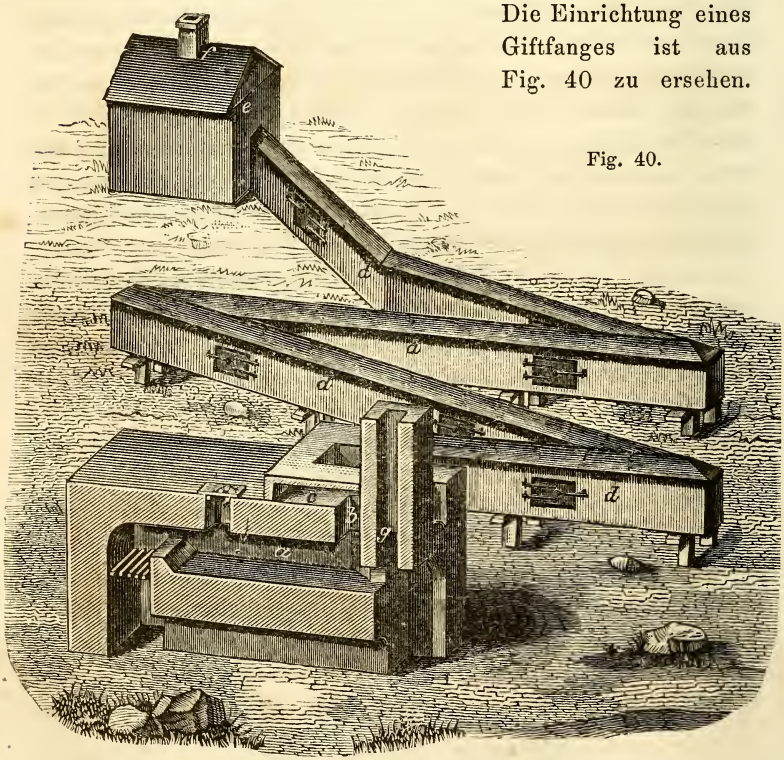
Gewinnung des Giftmehls. Die arsenige Säure oder das sogenannte Giftmehl bildet die Hauptbranche der Fabrication von Arsenikalien und wird beim oxydirenden Rösten der Arsenerze erhalten. Man bedient sich zu dieser Röstung sowohl der Oefen mit gewöhnlicher Flammen- oder Gas-

*) Eine sehr ausführliche Beschreibung der Darstellung von Arsenikalien hat Lampadius in der Berg- und hüttenm. Zeitg. 1853, S. 761 geliefert.

Feuerung, als auch der Muffelröstöfen. Bei Oefen der ersten Art, in welchen die Flamme des Brennmaterials mit dem Röstgute in Berührung kommt, ist eine Verunreinigung der arsenigen Säure durch Flugasche, kohlige Theile etc. nicht zu vermeiden, dagegen hat sich die Anwendung von Gasfeuerung sehr gut bewährt; vollständig vermieden aber wird der angedeutete Uebelstand bei zweckmässig construirten Muffelöfen, welche freilich mehr Brennmaterial erfordern.

Von Wichtigkeit ist die Einrichtung der mit den Oefen in Verbindung stehenden Verdichtungsräume für die arsenige Säure. Man wendet hierzu entweder weite, oft mehrere hundert Fuss fortgeführte, gemauerte Kanäle, sogenannte Giftfänge an, oder bedient sich der Giftthürme, welche mehrere, in verschiedenen Etagen übereinanderliegende Kammern enthalten. Die Einrichtung eines Giftfanges ist aus Fig. 40 zu ersehen.

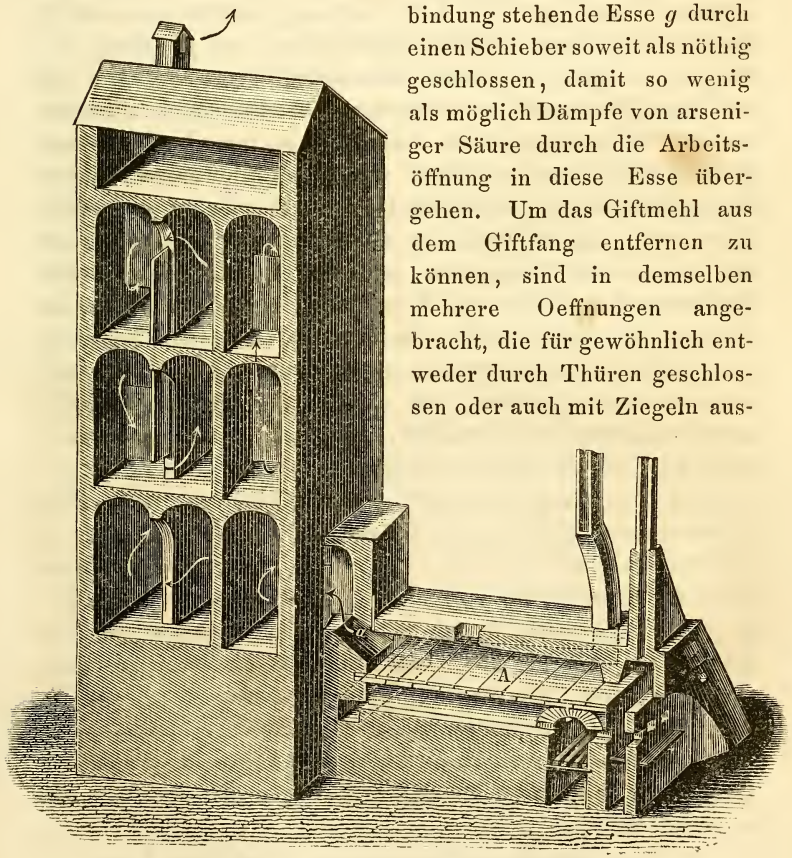
Fig. 40.




Die Dämpfe der arsenigen Säure treten nebst der vielleicht vorhandenen schwefligen Säure und den gasförmigen Ver-

brennungsprodukten des Brennmaterials aus dem (hier auf Holzfeuerung eingerichteten) Röstofen *a* durch den senkrechten Kanal *b* in *c* und von da in den Fang *d*, der, um den Zug zu schwächen, nicht in gerader Linie fortgeführt ist; die arsenige Säure wird in einem solchen überall von Luft umgebenen Kanal hinreichend abgekühlt und lagert sich auf ihrem Wege nach dem Ende desselben, wo gewöhnlich in einem kleinen Gebäude *e* noch einige Kammern angebracht sind, ziemlich vollständig ab, so dass durch die daselbst befindliche Esse *f* nur noch wenig mit den andern Gasarten in die Atmosphäre übergeht. Während der Röstung wird die an der Arbeitsseite mit dem Rauchmantel in Verbindung stehende Esse *g* durch einen Schieber soweit als nöthig geschlossen, damit so wenig als möglich Dämpfe von arseniger Säure durch die Arbeitsöffnung in diese Esse übergehen. Um das Giftmehl aus dem Giftfang entfernen zu können, sind in demselben mehrere Oeffnungen angebracht, die für gewöhnlich entweder durch Thüren geschlossen oder auch mit Ziegeln aus-

Fig. 41.



gesetzt sind. Die Einrichtung eines Giftthurmes geht aus Fig. 41 hervor. Derselbe enthält in mehreren Etagen grosse, nebeneinanderliegende Kammern, so dass die aus dem Röstofen *A*, welcher bereits Bd. I, S. 214 näher beschrieben ist, durch *a* ausströmenden Gase und Dämpfe alle diese Räume durchströmen können. Die letzte Kammer der obersten Etage ist mit einer Esse versehen, aus welcher diejenigen Dämpfe, welche sich nicht verdichtet haben, entweichen können. Ueber die Zweckmässigkeit der einen oder andern Einrichtung, welche freilich häufig durch lokale Verhältnisse bedingt sein kann, ist man verschiedener Ansicht, jedenfalls aber eignen sich Giftthürme am wenigsten für solche Oefen, bei denen die arsenige Säure mit den Verbrennungsprodukten des Brennmaterials zusammen abzieht, da hierbei eine zu starke Erhitzung der über- und nebeneinanderliegenden Kammern und in Folge dessen eine unvollständigere Condensation eintreten muss. Die arsenige Säure setzt sich in den Condensationsräumen als ein weisses Pulver von mehr oder weniger deutlich krystallinischer Beschaffenheit ab, bei kühlgehaltener Condensation, wie z. B. bei Muffelöfen, ist das Mehl feiner und leichter als da, wo die Temperatur in Folge der mit abziehenden Verbrennungsprodukte sich höher hält. Beim Einbringen des Erzes in den Ofen sowie beim Herausziehen der Rückstände muss die mit dem Condensationsapparate communicirende Oeffnung geschlossen werden, um eine Verunreinigung des Giftmehls mit Staub zu vermeiden, aus demselben Grunde muss auch während des Röstens vorsichtig gekrählt werden.

Zu St. Andreasberg*) am Oberharze wird der dort vorkommende silberhaltige Scherbenkobalt (ged. Arsen) in Schliechform mit etwa 65 Proc. Arsen auf dieses Metall zu Gute gemacht. Die Röstung erfolgt in Posten von 4—6 Ctr. in einem Muffelofen, dessen Wölbung aus mehreren eisernen Bögen hergestellt und übermauert ist. Die Feuerung geschieht mit Buchenholz, die Röstzeit einer Post dauert 14—22 St. Gegen Ende des Prozesses mengt man Kohlenklein unter zur Reduction arsensaurer Salze. Die arsenige Säure tritt zunächst in mehrere gemauerte Gewölbe und von da in einen mit

*) Kerl, die Oberharzer Hüttenprozesse II. Aufl. 1860. S. 702.

14 hölzernen Kammern versehenen Giftthurme. Man erhält ungefähr die Hälfte vom Gewicht des angewendeten Schliechos Rückstand, derselbe besteht im Wesentlichen aus arsensaurem und kohlensaurem Kalk, hält 0,5—2 Proc. Silber 12—16 Proc. Arsen und kommt zur Bleiarbeit. 100 Th. Schliech geben 48 Th. arsenige Säure, welche auf weises Glas verarbeitet wird.

Zu Reichenstein in Schlesien wird Arsenoisen, welchem etwas Arsenkies beibricht, in Posten von 8—10 Ctr. in einem Muffelofen (s. Bd. I., S. 214) bei Steinkohlenfeuerung 12 St. lang geröstet. 1 Ctr. Schliech erfordert 0,07 Ctr. Steinkohlen und giebt 0,4 Ctr. Giftmehl. Der Rückstand enthält noch 3—5 Proc. Arsen und wird wegen seines Goldgehaltes mit Chlor behandelt (s. S. 286).

Auf den Freiberger Hütten gewinnt man bei der Röstung der daselbst zum Verschmelzen kommenden Erze (s. S. 92) in den nach den Essen führenden unterirdischen Kanälen bedeutende Mengen von Flugstaub, welcher hauptsächlich aus arseniger Säure (30 bis einige 80 Proc.) und fortgerissenen Erztheilen besteht. Dieser Flugstaub wird in besondern mit Giftfängen versehenen Röstöfen auf Giftmehl verarbeitet. Die Röstöfen sind mit Gasfeuerung versehen und haben eine ganz ähnliche Einrichtung wie der bereits Bd. I., S. 203 beschriebene und daselbst Fig. 53 a, b und c abgebildete Ofen, nur dass die Oeffnung c des Generators erhöht und bis an die Oberfläche des Ofens fortgeführt ist, und dass sich an den Fuchs anstatt des Flugstaubkammersystems *v* ein Giftfang von 200 Ellen Länge anschliesst. Der pulvrige Flugstaub gelangt durch die zwei im Gewölbe befindlichen, mit Trichter versehenen Oeffnungen in Posten von 6 Ctr. auf den Heerd und wird nur von Zeit aufgelockert und umgeschaufelt, da er bei seiner eigenthümlichen Beschaffenheit sehr bald durch die hohe Temperatur in einen beinahe geschmolzenen Zustand kommt. Nach 3 bis 4 Stunden ist die der Feuerbrücke zunächst gelegene Post vollständig absublimirt, der Rückstand wird einstweilen zur Seite geschoben und auf die frei gewordene Stelle, die am Fuchse liegende Post gebracht, während der Platz der letzteren mit einer neuen Post besetzt wird, nach 3—4 Stunden rückt diese weiter etc. etc. In 24 St. können 42 Ctr. Flugstaub mit einem Aufgang von 9 Ctr. Kokes durchgesetzt werden.

Je nach der Reichhaltigkeit des Flugstaubs an arseniger Säure werden die Rückstände in 24 St. ein- oder zweimal durch die Oeffnungen *s* aus dem Ofen entfernt. Der Ofen wird durch einen einzigen Arbeiter bedient. Von der im Flugstaub enthaltenen arsenigen Säure werden 65—70 Proc. als Giftmehl ausgebracht. Die übrigen 30—35 Proc. sind theils Verlust, theils bleiben sie bei den Rückständen in grösstentheils an Basen gebundenem Zustande zurück. Das Giftmehl ist sofort Handelsartikel, hat eine reine weisse Farbe und wegen der im Giftfang herrschenden höhern Temperatur eine sehr krystallinische Beschaffenheit. Die an Silber und namentlich an Blei sehr angereicherten Rückstände werden entweder für sich mit einem Zuschlag von Bleischlacken und 50 Proc. zugebranntem Rohstein über einem Schachtofen verschmolzen oder auf die Bleiarbeitsschicht vertheilt.

Darstellung des weissen Arsenglases. Die arsenige Säure wird im Handel häufig als glasartige Masse verlangt und zu diesem Behufe auf den Arsenhütten in besonderen Apparaten (s. Bd. I. S. 221. Fig. 63) bei höherer Temperatur umsublimirt, auf diese Weise aber fast vollständig von den noch dabei befindlichen Unreinigkeiten befreit. Die Arbeit wird in einem gusseisernen Kessel der über einer Feuerung eingemauert ist, vorgenommen, auf den Kessel werden Cylinder von Gusseisen, Eisen- oder Zinkblech übereinander aufgestellt, an deren Wänden sich die arsenige Säure ansetzt und schmilzt. Der oberste Aufsatz ist mit einer Blechhaube geschlossen und mit einer Röhre versehen, welche in eine besondere Giftkammer führt, damit diejenige Säure, welche sich nicht verdichtet hat, einen Ausweg findet. Aufsätze und Kessel müssen gut untereinander verkittet werden; der Prozess ist beendigt, wenn man mit einer sogenannten Visirnadel auf dem Kesselboden nur Erzstaub fühlt oder dieselbe beim Einbringen in den Hut *t* nicht mehr weiss beschlägt.

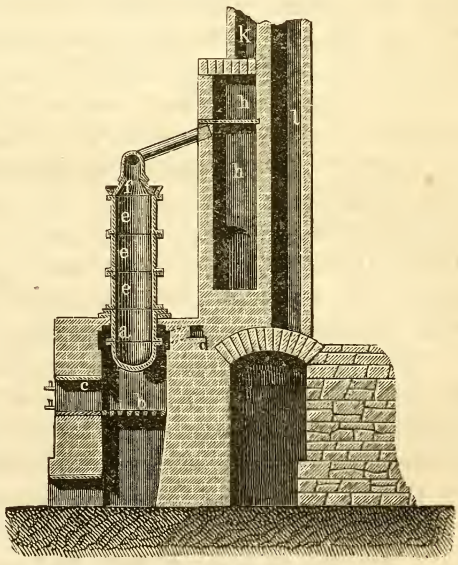
Auf den meisten Hütten sucht man bei dieser Arbeit sofort Glas (Rohglas) zu erhalten, während man auf manchen Werken zunächst wieder pulvrige arsenige Säure (Gröbe) darstellt. Rohglas sowohl wie Gröbe werden durch wiederholtes Umsublimiren in raffinirtes Arsenglas verwandelt. Von

Wichtigkeit bei dem ganzen Prozess ist die Bestimmung des richtigen Hitzgrades, bei zu hoher Temperatur gehen zuviel Dämpfe fort und man erhält wenig Glas, bei zu schwacher Hitze wird das Glas unansehnlich, weil es nicht vollständig geschmolzen ist.

Zuweilen zeigt das nach beendigter Sublimation aus den Cylindern ausgebrochene Glas eine gelbliche oder dunkle Färbung, dieselbe kann entweder in einem Schwefel- resp. Schwefelarsengehalte des angewendeten Giftmehls ihren Grund haben oder durch geringe Mengen darin enthalten gewesenen metallischen Arsens, sowie äuserst feiner Schliechtheile herbeigeführt worden sein*). Das vollkommen durchsichtige Glas wird mit der Zeit ohne eine Mischungsveränderung zu erleiden und ohne die feste Beschaffenheit zu verlieren, eine weisse, porzellanartige Masse, indem es aus dem amorphen Zustande in den krystallinischen übergeht.

Fig. 42 (s. Bd. I., S. 221) stellt den Durchschnitt des Apparates vor, welcher zu Andreasberg am Harze zu dem in Rede stehenden Prozess benutzt wird. In den Kessel kommen entweder $2^1/_2$ Ctr. Arsenmehl oder $3^1/_2$ Ctr. Rohglas. Nach etwa 8stündiger Feuerung (bei Rohglas dauert die Operation einige Stunden länger) ist der Prozess beendigt. 100 Ctr. Mehl geben 90 Ctr. Glas. Der noch sehr arsenhaltige Kesselrückstand wird gepocht und wieder mit geröstet.

Fig. 42.




*) Berg- u. hüttenm. Zeitg. 1860. S. 351.

### c) Darstellung des bunten Arsenglases oder der Schwefelverbindungen des Arsens.

Bei der Darstellung dieser Verbindungen, d. i. des rothen Schwefelarsens (rothes Arsenglas, Realgar) und des gelben (gelbes Arsenglas, Auripigment) auf Hüttenwerken, bezweckt man nicht gerade die in der Natur vorkommenden constanten Verbindungen, das Realgar $= \ddot{A}s$ mit 70,15 Proc. Arsen und 29,85 Proc. Schwefel, sowie das Operment $= \dddot{A}s$ mit 61,04 Arsen und 38,96 Schwefel zu erhalten, sondern man hat die Erzeugung einer bestimmten Farbe zum Ziel, da sich nach Schönheit und Reinheit derselben ganz besonders der Preis dieser Fabrikate richtet.

Das rothe Schwefelarsen oder Realgar stellt man seltener durch Zusammenschmelzen von Arsen und Schwefel, als vielmehr durch Destillation eines Gemenges von Arsenkies und Schwefelkies oder von Arsenkies und Schwefel dar. Das Gemenge von Arsen- und Schwefelkies ist entweder in den aufbereiteten Erzen schon enthalten oder man mengt beide Erze zu gleichen Theilen unter einander und destillirt; bei der mit dem rohen Produkt vorzunehmenden Reinigung oder Läuterung wird dann der noch fehlende Theil von Arsen oder Schwefel zugesetzt. Diese Läuterung muss in jedem Falle erfolgen, um dem Produkte eine homogene Beschaffenheit zu geben. Zur Herstellung dunklerer Töne braucht man mehr Schwefel als zu helleren. Um dunklere Töne lichter zu machen, bedient man sich weniger eines Zusatzes von met. Arsen, als vielmehr des Rohglases. Zusätze von arseniger Säure, wie sie auch zuweilen gegeben werden, machen das Glas zu manchen Zwecken untauglich.

Die Destillation erfolgt entweder in Oefen von ähnlicher Einrichtung wie diejenigen, in denen man das met. Arsen destillirt, nur dass man die Blechspirale weglässt und das Sublimat in Vorlagen ansammelt oder man bedient sich dazu der Oefen nach Art der belgischen Zinköfen oder der Retortenöfen zur Darstellung des Leuchtgases, wobei man im letzteren Falle an das zu einer kleinen Oeffnung zusammengezogene Ende der Retorte geschlossene metallne Kästchen anschiebt, in denen sich das Produkt ansammeln kann.

Die Läuterung wird in einer eingemauerten eisernen Pfanne vorgenommen und besteht in einem raschen Einschmelzen des eingetragenen Rohprodukts, Durcheinanderarbeiten des eingegangenen Glases, Abschäumen, Abheben der oben schwimmenden Unreinigkeiten, Zusetzen von Rohglas oder Schwefel, Probenehmen und Prüfung des Farbetons an der erstarrten Kruste nochmaliger Hitze zum Flüssigmachen und Ablassen des Produkts in Formen.

Das im Handel vorkommende gelbe Schwefelarsen oder Auripigment ist noch weit weniger als das rothe Produkt eine mindestens innerhalb gewisser Grenzen schwankende Verbindung von Arsen und Schwefel, vielmehr ist dasselbe stets ein Gemenge von Schwefelarsen und arseniger Säure, in welchem letztere bedeutend vorwaltet. Es wird durch Zusammenschmelzen und Sublimiren eines Gemenges von arseniger Säure und Schwefel in dem für die Raffination des Arsenmehls benutzten Apparate (Fig. 42) dargestellt. Man nimmt gewöhnlich auf 100 Th. arsenige Säure 14—17 Th. Schwefel und erhält unter Entweichen von schwefliger Säure an den Wänden des Apparates das geschmolzene Sublimat von Auripigment als eine citronen- bis pommeranzgelbe Masse. Aber auch bei weit geringeren Mengen von Schwefel (bis 2 Proc.) werden nach Lampadius (B. u. h. Ztg. 1853, S. 778) schöne Nüancen erhalten. Derselbe hat deshalb — da sich das aus der arsenigen Säure durch einen Theil des Schwefels unter Bildung von schwefliger Säure reducirte Arsen mit dem andern Theil des Schwefels verbindet und die gebildete Schwefelungsstufe in der übrigen arsenigen Säure suspendirt, oder mit ihr zum Theil chemisch verbunden, wahrscheinlich dem Glase die Färbung ertheilt — arsenige Säure mit 1—4 Proc. Realgar zusammengeschmolzen und so die schönsten gelben Gläser erhalten.

Anwendung des Arsens. Das Arsen findet im metallischen Zustande, in welchem es unter dem Namen Fliegenstein (cobaltum) verkauft wird, nur sehr wenig Verwendung, um so häufiger dagegen benutzt man seine Verbindungen mit Sauerstoff. Die arsenige Säure dient zur Darstellung mehrerer schöner aber auch sehr giftiger und deshalb mehr und mehr ausser Gebrauch kommender Malerfarben, so z. B. des Schweinfurter Grün's, ausserdem wird sie bei der Fabrikation des

Glases als oxydirendes Mittel für Eisenoxydul, sowie in der Färberei mehrfach gebraucht. In neuerer Zeit wird ein grosser Theil der dargestellten arsenigen Säure auf nassem Wege in Arsensäure übergeführt, welche in den Zeugdruckereien und besonders zur Darstellung der beliebt gewordenen Anilinfarben verwendet wird. Die Schwefelverbindungen des Arsens haben nur eine beschränkte Benutzung, so z. B. als Farbe, in der Feuerwerkerei, das gelbe Schwefelarsen in Kalilauge gelösst als desoxydirendes Mittel in der Färberei oder gemengt mit gebranntem Kalk und Wasser als enthaarendes Mittel (Rhusma).

## Zink.

Eigenschaften. Das Zink hat eine bläulich weisse Farbe und starken Glanz. Es krystallisirt in regelmässig sechsseitigen Säulen, zeigt sich auf dem Bruche krystallinisch blättrig und ist ziemlich spröde. Zwischen 100° und 150° C. ist es dehnbar und lässt sich walzen, bei 200° wird es dagegen wieder so spröde, dass es sich pulvern lässt. Das specifische Gewicht des völlig reinen Zinks ist nach Karsten 6,915, das des (unreinen) käuflichen nur 6,86; gewalztes Zink zeigt ein specifisches Gewicht von 7,2. Sein Schmelzpunkt liegt nach Daniell bei 412° C., stärker erhitzt verdampft es und verbrennt bei Zutritt von Luft zu Zinkoxyd. In trockner Luft bleibt das Metall blank, in feuchter dagegen oxydirt es sich an der Oberfläche, dieser Ueberzug dringt indess nie tief ein und schützt vielmehr das Metall vor weiterm Angriff. In der Glühhitze oder bei Gegenwart einer Säure zersetzt es das Wasser. Chemisch reines Zink lässt sich nur durch Reduction von reinem Zinkoxyd mit Kohlenpulver erhalten. Das Zink des Handels ist niemals chemisch rein, es enthält als hauptsächlichste Verunreinigung Blei (0,08 bis 1,6 Proc.), in sehr unbedeutender Menge sind Kadmium, Zinn, Kupfer, Eisen, Arsen und Schwefel zuweilen vorhanden*).

*) Karsten, im Archiv f. Mineral. 1842. XVI. 623. Dingler's polyt. J. 1842. Bd. 86. S. 193. B.- u. h. Ztg. 1842. S. 679. — Eliot und Storer, über die Verunreinigung des käuflichen Zinks etc. Polyt. Centralbl. 1861. S. 519. B.- u. h. Ztg. 1861. Nr. 21 u. f.

## Von den Zinkerzen und dem Probiren derselben.

Erze. Unter den zinkhaltigen Mineralien sind als Zinkerze folgende anzusehen:

Rothzinkerz, Żn mit 80,26 Proc. Zn; indess fast stets gemengt mit Ṁn, M̈n und Franklinit $= \left.\begin{matrix}\dot{F}e\\ \dot{Z}n\end{matrix}\right\}^{3}\left\{\begin{matrix}\ddot{F}e\\ \ddot{M}n.\end{matrix}\right.$

Zinkspath, Żn C̈ mit 52,02 Zn, zuweilen auch Galmei genannt, obwohl dieser Name eigentlich dem Kieselzinkerz zukommt, findet sich am häufigsten mit den isomorphen Carbonaten von Mangan, Eisen, Magnesia und Kalk (Kupfer und Blei) und kommt lager- und nesterartig häufig gemengt mit Thon und begleitet von Bleiglanz, Brauneisenstein und Manganerz im Muschelkalk und Jura vor. Mit ihm zusammen findet sich zuweilen Zinkblüthe, Żn C̈ + 2 Żn Ḣ.

Kieselzinkerz, auch Galmei genannt, häufig als Begleiter des Zinkspaths, entweder wasserhaltig $\dot{Z}n^3\ddot{S}i + 2\dot{H}$ mit 52,5 Zn, sowie auch $2\dot{Z}n^3\ddot{S}i + 3\dot{H}$ mit 53,7 Zn, oder wasserfrei im Willemit $\dot{Z}n^3\ddot{S}i$ mit 58,1 Zn, jedoch öfters geringe Mengen von M̈n, F̈e, Ċa und Ṁg enthaltend.

Zinkblende. In den reinsten Abänderungen Żn mit 67,03, Proc. Zn, häufig ist aber das isomorphe Eisensulphuret beigemischt, wodurch dann die braunen und schwarzen Varietäten entstehen, in denen der Zinkgehalt bis ca. 48 Proc. fällt. Die Blende tritt meist gangartig im Uebergangsgebirge auf, seltener auf Lagern und in jüngern Schichten.

Der grösste Theil des producirten Zinks erfolgt aus der Verarbeitung von Zinkspath und Zinkblende, beide sind zuweilen kadmiumhaltig, so dass auf manchen Hütten mit der Darstellung von Zink auch eine Gewinnung von Kadmium verbunden ist.

Probirverfahren. Das Zink kann in seinen Erzen auf trocknem und nassem Wege bestimmt werden. Der trockne Weg ist nicht ganz zuverlässig und findet nur noch selten Anwendung, da man jetzt die Bestimmung auf nassem Wege ziemlich schnell und zugleich sicher auszuführen vermag.

Bei den Verfahrungsarten auf trocknem Wege nimmt man entweder eine Destillation des Erzes mit Kohle im Kleinen vor und ermittelt den Zinkgehalt des aus metallischem und oxydirtem Zink bestehenden Destillats durch Auflösen des oxydirten Theils in Salpetersäure und Glühen des erhaltenen Salzes, wobei Zinkoxyd zurückbleibt, welches auf Metall berechnet, dem metallischen Theil zugerechnet wird oder man bestimmt das Zink indirect aus dem Verluste durch starkes Erhitzen des Probegutes mit feuerbeständigen Zuschlägen und Flüssen. Letztere Methode ist zuerst von Berthier*) angegeben, das Verfahren aber von Plattner für gewisse Fälle modificirt werden. Wasser- und kohlensäurehaltige Substanzen werden vorher geglüht und dann mit einem passenden Zuschlag von Thon, Kalk, Glas im Kohlentiegel stark erhitzt. Schlacke und wenn oxydirtes Eisen vorhanden, das reducirte Metall, werden gewogen, letzteres mit seinem Sauerstoffgehalt sowie der angewendete Zuschlag und Glühverlust in Rechnung gebracht, woraus sich dann der Zinkgehalt ergiebt. Zinkblende erhitzt man mit einer zur Bindung des ganzen Schwefels hinreichenden Menge Eisen, sowie ebenfalls unter Zusatz eines feuerbeständigen Flusses (Erdenglas). Bleiglanz, schwefelkies- und arsenkieshaltige Blende wird nach Plattner**) in einem Porzellantiegel, welcher mit einem Kohlendeckel lose verschlossen ist und in einer Probirtute steht, vorgeglüht, sodann mit Eisenhohofenschlacke und reiner Eisenfeile gemengt, unter einer Kohlendecke im Kohlentiegel sehr stark erhitzt, der Verlust ist Zink, wobei indess der Bleigehalt, welcher fast gänzlich mit fortgeht und vorher durch eine trockne Probe ermittelt werden muss, zu berücksichtigen ist. Die Probe lässt sich bei höhern Bleigehalten als 8 — 10 Proc. nicht mehr anwenden.

Diese ungenauen Bestimmungsmethoden sind durch ein von Schaffner***) angegebenes Verfahren auf nassem Wege verdrängt worden. Dasselbe besteht in der Titrirung des in ammoniakalische Lösung übergeführten Zinks durch eine Auflösung von Schwefelnatrium und wird folgendermaassen

*) Dessen Handb. d. met. analyt. Chem., übers. von Kersten 1836.
**) Bodemanns Probirk. 2. Aufl. S. 416.
***) Berg- und hüttenm. Zeitg. 1856. Nr. 28 u. 36. 1857. Nr. 5.

ausgeführt: 0,5 grm. bis 2 grm. Substanz lösst man in Salzsäure, der einige Tropfen Salpetersäure zugefügt sind (Schwefelverbindungen röstet man oder nimmt Königswasser zur Lösung), giebt hierauf bis zur Sättigung der freien Säure Ammoniak, sowie im Ueberschuss ein Gemisch von Ammoniak und kohlensaurem Ammoniak hinzu, erwärmt einige Zeit, filtrirt den Niederschlag von Eisen, Mangan etc. ab, setzt zu dem sämmtliches Zink in Lösung enthaltenden Filtrat einige Tropfen Eisenchlorid und fügt nun so lange eine titrirte Schwefelnatriumlösung (von der 17—18 Cub. C. etwa 0,2 grm. Zink entsprechen) hinzu, bis die geringe Menge in der Flüssigkeit umherschwimmendes Eisenoxydhydrat schwarz erscheint. Die verbrauchte Menge Schwefelnatriumlösung (nach Abzug der zur Schwärzung des Eisenoxyds nöthigen Menge, die durch einen besondern Versuch ausgemittelt wird) ergiebt den Zinkgehalt. Zinksilikate müssen zur Abscheidung der Kieselsäure zur Trockniss abgedampft werden. Kupfer kann man nach der Methode von Pelouze (S. 153) zugleich mit bestimmen. Die Probe hat verschiedene Modificationen erfahren, welche sich besonders auf die vollkommnere Abscheidung eines allerdings häufig vorkommenden Mangangehaltes (Ausfällung desselben durch unterchlorigsaures Natron oder Verhinderung der Fällung beim Titriren durch Zusatz von weinsaurem Kali) und die schärfere Erkennung des Reactionsendes (mittelst Papierstreifen, welche mit Eisenoxydhydrat gefärbt sind oder Tupfproben mit Lösungen von Nickelchlorür, essigsaurem Bleioxyd etc.) beziehen*).

### Gewinnungsmethoden des Zinks.

Die Darstellung des Zinks beruht darauf, dass man das Oxyd desselben im Gemenge mit Kohle bei heftiger Rothgluth in geschlossenen Gefässen erhitzt und das reducirte Metall, welches sich dabei in Dampf verwandelt, in einem Condensationsapparate auffängt. Galmei sowohl als Zinkblende unterliegen deshalb, ehe sie destillirt werden, einer Vorarbeit, welche bei dem Galmei in einem Brennen oder Calciniren zur Aus-

*) Eine Zusammenstellung dieser Modificationen sowie anderer volumetrischer Zinkproben s. B.- und hüttenm. Zeitg. 1862. Nr. 28.

treibung des darin enthaltenen Wassers und der Kohlensäure, die bei ihrem Entweichen in den Reductionsgefässen den erforderlichen ruhigen Gang der Destillation beeinträchtigen würden, bei der Blende aber in einer sorgfältigen Röstung zur Entfernung des Schwefels besteht.

Das Brennen des Galmei wird in Schacht- oder Flammöfen ausgeführt. Die Schachtöfen haben eine ähnliche Einrichtung wie die Oefen zum Eisenerzrösten (Bd. I. S. 171 u. f.), man schichtet entweder den Galmei in ihnen mit Brennmaterial oder erhitzt denselben durch seitlich angebrachte Feuerungen. Die Flammöfen sind sowohl mit eigner Feuerung versehen, als auch benutzt man die aus den Destilliröfen abziehende Flamme.

Das Rösten der Zinkblende erfolgt fast überall in Flammöfen, welche gewöhnlich mit doppeltem Heerde versehen sind, da eine allmälich gesteigerte Temperatur, wie sie in derartigen Oefen erzeugt werden kann, für den Blenderöstprozess von besonderem Vortheil ist; von der den Destilliröfen entweichenden Flamme macht man hierbei seltener Gebrauch. Die Blende muss im feinzertheilten Zustande angewendet werden, da sonst ihre vollständige Oxydation sich nur mit einem unverhältnissmässigem Aufwande an Brennmaterial erreichen lässt. Deshalb gestatten auch Schachtöfen nur eine unvollständige Abröstung, weil man bei ihnen die Zinkblende in Stücken anzuwenden genöthigt ist*)

Das calcinirte oder geröstete Zinkerz wird mit 40 bis 50 Proc. seines Gewichts Kokeskläre, möglichst aschenfreien Cynders oder magerer Steinkohle gemengt, bei Gegenwart von viel Kieselgalmei auch wohl zur Zersetzung desselben noch gebrannter Kalk zugesetzt und damit die aus feuerfestem Thon gefertigten Destillirgefässe beschickt. Man bedient sich hauptsächlich entweder mit Vorlagen versehener Muffeln, welche auf dem Heerde eines Ofens stehen und von der Flamme umspielt werden (schlesische Methode) oder mit Vorlagen versehener liegender Röhren, welche die Flamme unten und von der Seite erhitzt (belgische Methode) oder tiegelartiger

*) Ueber Anwendung von Gefässöfen zur Röstung von Zinkblende s. S. 221.

Gefässe, in deren Boden eine Thonröhre sich befindet, durch welche die Zinkdämpfe ihren Ausweg nach unten in eine Vorlage nehmen (englische Methode).

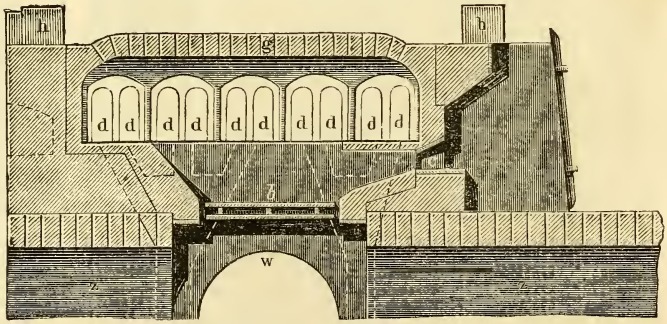
Die Versuche, den Zinkgewinnungsprozess in Schachtöfen zur Ausführung zu bringen, haben bis jetzt kein derartiges Ergebniss geliefert, dass man sich veranlasst gesehen hätte, die Verarbeitung der Erze nach den erwähnten Methoden in Gefässöfen zu verlassen.

Ein sehr wesentliches Erforderniss für den Betrieb der Zinköfen bei jeder der erwähnten Methoden ist feuerfester Thon, da alle inneren Theile der Oefen sowohl, wie die Gefässe von höchst feuerbeständigem Material hergestellt sein müssen. Man nimmt immer zur Anfertigung der feuerfesten Masse ein Gemenge von rohem und bereits gebranntem Thon oder ausgesuchten alten Muffelstücken (Chamotte).

### Schlesische Destillationsmethode.*)

Die Einrichtung der Zinköfen, wie sie in Oberschlesien jetzt noch fast überall zur Anwendung kommen, ergiebt sich aus Fig. 43 a, b, c. (a) und (b) Vertikal-Durchschnitte, (c) Horizontal-Durchschnitt. Zwei solcher Oefen sind immer, um Raum

Fig. 43 a.

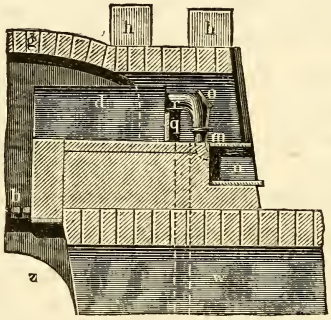



zu sparen in einem Doppelofen vereinigt; in dem dieselben

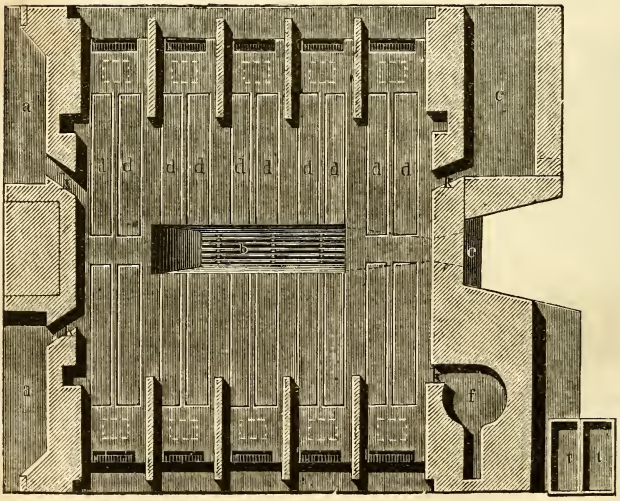
*) Neuere Beschreibungen desselben befinden sich in der Schrift von Klemann: die Zinkgew. in Oberschlesien, Breslau 1860; ferner von Thum n Berg- u. h. Zeitg. 1859 Nr. 44 und 46, 1860 Nr. 1, 4, 5 und 10; sowie endlich von Julien in Ann. de min. 5. sér., tom. XVI. 1859; übersetzt in Berg- u. hüttenm. Zeitg. 1861. Nr. 42 u. f.

trennenden Mauerwerk, dem Mittelpfeiler, sind zwei sich gegenüberliegende Räume *a* zum Calciniren des Galmei ausgespaart. *b* der 24—30 Zoll tiefliegende Rost, auf welchem das Brennmaterial durch die Schüröffnung *c* gelangt, *d* die auf dem ebenen Heerd zu beiden Seiten der Feuerung liegenden Muffeln, deren der hier abgebildete Ofen 20, ein Doppelofen also 40 enthält. Die Einrichtung des älteren, indess auch jetzt noch sehr häufig angewendeten Condensationsapparates ist aus (b) zu ersehen. Da er keine starke Hitze auszuhalten

b.




c.




hat, so ist er aus gewöhnlichem Thon gefertigt und findet seinen Platz in dem Raume vor den Muffeln und zwar haben

je zwei derselben einen solchen Raum gemeinschaftlich, welcher durch Pfeiler, die zugleich die Widerlager für die kleinen Vorlagegewölbe und das Ofengewölbe und die Kappe *g* abgeben, hergestellt wird; *r* die Vorlage, bestehend aus dem bis in die Muffel reichenden horizontalen Hals, dem Kopf mit der Oeffnung *o* und dem rechtwinklich nach abwärts gehenden Unterstücke, an welches sich die Tropfröhre *m* anschliesst. Letztere mündet in dem Tropfloche *n* aus, welches das Behältniss für das aus den Muffeln überdestillirte und durch die Tropfröhre abgetropfte Zink (Werkzink) bildet. Der in dem einen Grenzpfeiler belassene Raum *e* dient zum vorherigen Glühen (Tempern) derjenigen Muffeln, durch welche die beim Betriebe schadhaft gewordenen ersetzt werden sollen, der Raum *f* am anderen Ende zum Einsetzen eines Schmelzkessels, um das Werkzink umzuschmelzen. Im Ofengewölbe über den Muffeln befinden sich mehrere zur Ableitung des Feuers bestimmte Oeffnungen, der grössere Theil der Flamme tritt dicht über dem Heerdboden in die den Calciniröfen, Temperöfen und Schmelzkessel zuführenden Züge, dann aber durch die kleinen Schornsteine *h* ins Freie. Der Zutritt der Luft unter dem Rost wird durch geräumige Röschen *z* vermittelt, in welche Querrösschen *w* einmünden.

Die Muffeln werden entweder nur mit der Hand ohne Anwendung irgend einer Form gefertigt oder man bedient sich besonderer Schablonen. Die Dimensionen der Muffeln sind verschieden, die Länge geht von 2—2,5 Ellen, die Höhe von 20—24 Zoll, die Weite von 7—9 Zoll, übrigens sind diejenigen, welche sich an dem Ende des Ofens befinden, immer etwas länger als die in der Mitte. Nach ihrer Anfertigung werden sie längere Zeit allmälich getrocknet und endlich in Brennöfen gebrannt, aus welchen sie im glühenden Zustande in die Destilliröfen gebracht werden. Die Muffeln gelangen durch die Vorlagenräume in den Ofen; während des Betriebes sind diese Räume durch einen Ziegelversatz zwischen Muffeln und Pfeiler vom Heerdraum geschieden, der Vorsatz wird beim Einwechseln einer neuen Muffel entfernt und schnell wieder hergestellt. Nach dem Einbringen der Muffel versieht man die vordere offene Seite derselben, an welcher sich zu diesem Behufe zwei Vorsprünge befinden, mit einem so-

genannten Steg, an den unteren Theil wird die Thonplatte *q* angeschoben und mit Lehm gut angeklebt, in den oberen Theil kommt die Vorlage, für welche jener Steg die Unterlage abgiebt. Das Gemisch von Zinkerz und Reductionsmittel wird durch die Oeffnung *o* im Kopfe der Vorlage mittelst einer schmalen rinnenförmigen Kelle in die Muffel eingetragen, jene Oeffnung aber durch eine Thonscheibe geschlossen. Die Vorlagenräume sind mit Vorsetzthüren versehen, damit der Condensationsapparat nicht zu sehr abkühlen kann, in der Mitte dieser Thüre befindet sich eine Oeffnung, durch welche man sowohl den Hals der Vorlage reinigen kann wenn sich derselbe verstopft hat, als auch die Vorlagen durch Zutritt von Luft abzukühlen vermag, wenn sie zu heiss geworden sind.

Bei Beginn der Destillationsperiode geht viel Zinkoxyd mit über, welches bei einem Kadmiumgehalte der Erze besonders durch dieses Metall verunreinigt ist, nach Verlauf einer halben Stunde tritt das Niedertropfen des Zinks aus der Vorlage in die Tropflöcher ein, indess vergehen doch noch mehrere Stunden, ehe die Destillation in vollen Gang kommt. Am stärksten geht der Prozess im zweiten Drittheile der Destillationsperiode vor sich, dann nimmt er allmälich dergestalt ab, dass er nach 24 Stunden fast ganz aufhört. Die Vorlagen werden dann durch Wegnahme der Scheibe bei *o* geöffnet um mit einer kleinen eisernen Krücke die an den Wandungen der Vorlage hängengebliebenen Zinktropfen in die Tropfröhren zu scharren, durch welche sie in die Tropflöcher fallen. Das in denselben vorhandene Werkzink, welches durch Zinkoxyd, Kohlenstaub etc. verunreinigt ist, wird umgeschmolzen und in eiserne Formen *t* gegossen. Die erhaltenen Platten nennt man zum Unterschiede von dem ersten Produkte Kaufzink. Die sich hierbei ergebenden Schmelzabgänge und alle sonstigen zinkhaltigen Abfälle werden der nächsten Ladung für die Muffeln zugeschlagen.

Nach 2—3 Chargen räumt man die Rückstände aus den Muffeln nach Wegnahme der Thonplatte *q* aus. Zur schnellen Entfernung dieser glühenden Rückstande aus dem Arbeitsraume bringt man jetzt von jedem Vorlagenraume aus Kanäle, die in den Luftzuführungsröschen unter den Oefen ausmünden

und deren Lage in der Figur durch punktirte Linien angedeutet ist, an.

In einem Ofen der abgebildeten Art verarbeitet man in Oberschlesien in 24 Stunden 10 Ctr. gebrannten Galmei, welche etwa 15 Ctr. rohem Erze entsprechen, jede Muffel wird daher mit 50 Pfd. beschickt, die in Westphalen und Belgien üblichen grösseren Muffeln gestatten eine nicht unansehnliche Erhöhung des Beschickungsquantums.

Die Dauer einer Muffel ist sehr verschieden und schwankt zwischen 7 und 16 Wochen, die Vorlagen müssen öfters erneuert werden.

Die eben beschriebene ältere Einrichtung der schlesischen Oefen hat in der Neuzeit, besonders in Westphalen und Belgien, wo man von dieser Methode jetzt mehrfach Anwendung macht, nicht unwesentliche Veränderungen erfahren, welche eine Vergrösserung der Oefen, resp. Vermehrung der Muffelzahl derselben, eine angemessenere Abführung des Rauchs und der Flamme, sowie eine Verminderung desjenigen Verlustes an Zink, welcher durch Verbrennung des Metalls zu Oxyd in den offenen Tropflöchern entsteht, bezweckt haben. Eine bessere Abführung des den schlesischen Oefen aus den niedrigen Essen und Oeffnungen im Gewölbe entströmenden Rauchs hat man zunächst dadurch erreicht, dass man die abziehende Flamme in einem über dem Ofengewölbe hinführenden Kanale, welcher jene Essen- und Oeffnungen mit einander ververbindet, nach einer hohen Esse leitet, oder noch zweckmässiger die Flamme zwischen den Muffeln durch abwärts in unter der Ofensohle befindliche Kanäle zieht und von hier zu den Essen führt, weil in letzterem Falle auch noch der mit Beschickung gefüllte untere Theil der Muffel von der Flamme getroffen wird. Die Anzahl der Muffeln hat man bei dieser veränderten Feuerung von 20 auf 32, ja selbst bis auf 36 und 40 erhöht. Auch hat man in neuerer Zeit mit Erfolg das Glasiren der Muffeln angewendet, um das Entweichen des Zinks durch deren Poren in der ersten Zeit der Destillation zu verhindern. Zur Vermeidung einer starken Bildung von Zinkoxyd, wie sie bei den offenen Tropflöchern der schlesischen Oefen wahrzunehmen ist, bedient man sich auf westphälischen und belgischen Hütten besonders construirter Vor-

lagen, deren Einrichtug aus Fig. 44 und 45 hervorgeht. Bei der in Fig. 44 abgebildeten Construction sammelt sich

Fig. 44.

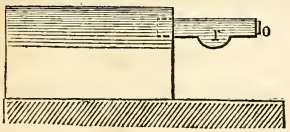
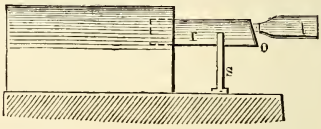



Fig. 45.




das Zink in der bauchigen Vertiefung der Vorlage *r* an, letztere ist bis auf eine kleine Oeffnung durch einen Thonpfropfen *o* geschlossen. Das flüssige Metall wird nach der Wegnahme des Pfropfens mit einer kleinen Kratze herausgezogen; auch hat man wohl etwas über dem tiefsten Punkte des Bauchs der Vorlage eine mit einem Thonpfropfen verschlossene Oeffnung angebracht, durch welche das Zink abgelassen werden kann, das bei einem Bleigehalte der Erze mit verflüchtigte und condensirte Blei bleibt am Boden des Bauchs zurück. Bei der Construction in Fig. 45 tritt das Zink in die durch die Neigung der Röhre nach der Aussenseite des Ofens erlangte Vertiefung an ihrer Mündung. Diese letztere wird durch eine Thonplatte *o* verschlossen, welche an ihrem unteren Theile eine kleine für gewöhnlich verschlossene Oeffnung zum Ablassen des Zinks hat. Oberhalb befindet sich eine 2 Zoll weite Oeffnung für den Austritt der Dämpfe. Letztere hat nach Aussen eine ringförmige Erhöhung und gestattet dadurch das Aufsetzen von Blechgefässen (alonges) für das Auffangen des Zinkstaubes. Zur Unterstützung der Vorlagen setzt man unter je 2 (in jede Ofenniesche) einen eisernen Bock. Die Vorlagenräume sind bei den oben beschriebenen Einrichtungen mit einer Vorsetzthür versehen, in deren oberen Theil Oeffnungen für die Mündungen der Vorlagen angebracht sind, welche letztere zugleich hierdurch mit gestützt werden, der untere Theil kann nach Erforderniss geöffnet oder geschlossen werden. —

Es ist nicht zu vermeiden, dass während der Destillation, ganz besonders aber bei Beginn derselben, weil hier die stärkste Entwicklung von Gasen stattfindet, Zink dampfförmig mit fortgerissen wird, welches bei den Oefen mit offenen Tropflöchern zu Zinkoxyd verbrennt und sich in diesen Räumen z. Th.

mit absetzt oder bei den zuletzt beschriebenen mehr geschlossenen Condensationsvorrichtungen in den auf die Mündungen derselben aufgesetzten Gefässen von Eisenblech sich als ein metallischer pyrophorischer Staub sammelt. Man giebt diese Produkte, in denen sich auch die in den Erzen enthaltenen fremden, flüchtigen Metalle, z. B. Kadmium, Arsen, Antimon vorzugsweise ansammeln, entweder in die Beschickung zurück und vertheilt so diese schädlichen Bestandtheile in einer grösseren Menge Zink oder man bedient sich zur Zugutemachung des Zinkstaubes des Montefiore'schen Ofens. Bei demselben ist von der Eigenschaft dieses Zinkstaubes Anwendung gemacht, durch Druck bei einer Temperatur, welche der Schmelzhitze des Zinks entspricht, sich zu Metall zu vereinigen. Die Operation geschieht in einem circa 2 Fuss hohen, stiefelähnlich geformten thönernen Apparat, in dessen vertikal stehenden cylindrischen Theil der Zinkstaub (etwa 40 Pfd.) oben eingegeben wird, nachdem vorher die an der Spitze des Fusses befindliche Oeffnung mittelst Lehm verschlossen ist. Eine Anzahl solcher Apparate stehen in 2 Reihen nebeneinander über einer gemeinschaftlichen Feuerung. Nach dem Laden der Röhren setzt man auf den Zinkstaub einen an einer eisernen Stange befestigten cylindrischen Thonkörper und presst nach zwei- bis dreistündigem Erwärmen durch Drehen und Drücken mittelst dieses Stempels das Zink aus, welches an der Spitze abgelassen wird. So anerkannt vortheilhaft dieser Apparat in Bezug auf das Ausbringen an Zink aus dem Zinkstaub auch ist, so tritt seiner Anwendung bei unreinen Erzen aus dem oben angeführten Grunde doch der Uebelstand entgegen, dass das ausgebrachte Zink zu den meisten Zwecken unbrauchbar ist.

Das bei Anwendung der schlesischen Methode erhaltene Zink wird, sobald man sich der älteren Vorlagen mit offenen Tropflöchern bedient, wegen seiner unregelmässigen Gestalt und Verunreinigung durch Zinkoxyd durchgängig umgeschmolzen und nur da, wo man die neueren Vorlagen anwendet und besonders reine Erze hat, gelangt das abgelassene Zink ohne Weiteres nach dem Giessen in Formen in den Handel. Das Umschmelzen, bei welchem zugleich durch ein- bis zweistündiges ruhiges Stehenlassen des geschmolzenen Metalls

dem specifisch schwereren Blei Gelegenheit gegeben wird, sich von dem Zink zu separiren, erfolgt am zweckmässigsten in thönernen Kesseln, da das in den früher allgemein üblichen eisernen Kesseln umgeschmolzene Zink wegen eines aufgenommenen Eisengehaltes zum Verwalzen nicht recht tauglich ist.

Bei der bedeutenden Flüchtigkeit und Oxydirbarkeit des Zinks sind beträchtliche Metallverluste bei seiner Darstellung unausbleiblich, man bringt daher bei der Muffeldestillation auf belgischen und westphälischen Hütten, aus den circa 45—50 procentigen Erzen, welche man dort verarbeitet, höchstens drei Viertheile des durch die Analyse ermittelten Zinkgehaltes der Erze aus, in Oberschlesien aber bei den dortigen durchschnittlich 20 procentigen Erzen nur reichlich zwei Drittheile. Der Brennmaterialverbrauch berechnet sich auf den letztgenannten Hütten zu 15—16 Ctr. Steinkohlen per Ctr. Zink, bei den belgischen Hütten in den oben erwähnten grösseren und vervollkommneteren Oefen aber auf circa die Hälfte.

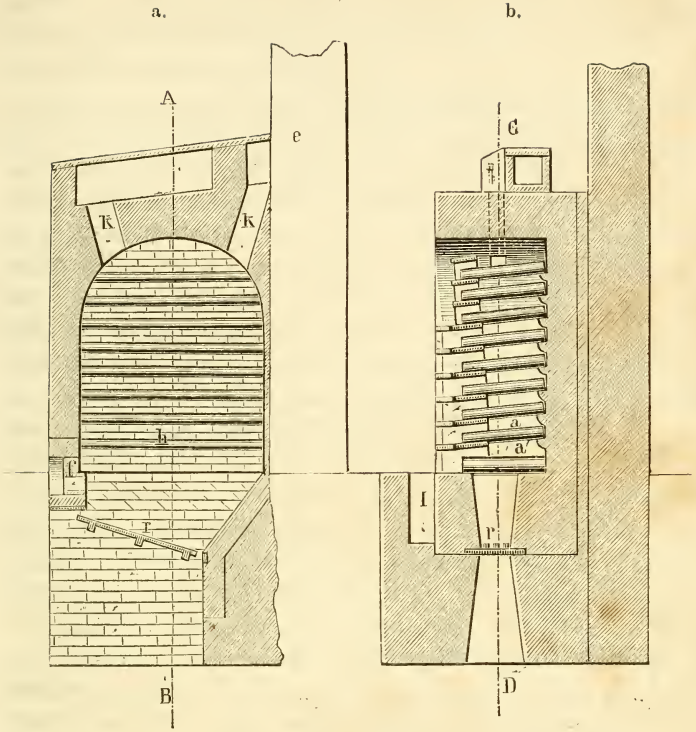
### Belgische Destillationsmethode*).

Die Einrichtung eines belgischen Zinkofens ist aus Fig. 46 a und b zu ersehen, beides vertikale, rechtwinklich gegeneinanderstehende Durchschnitte nach *AB* und *CD*. *r* der Rost, *f* das Schürloch, *h* Vorsprünge in der Rückwand des Ofens, auf denen die cylindrischen Röhren *a* mit ihrem geschlossenen Ende auflagern, der vordere Theil ruht, wie in Fig. 47 in etwas grösserem Maassstabe dargestellt ist, auf dem Steine *i*, welcher in seiner Längenrichtung durch eine Eisenplatte *s*, an den Seiten aber durch den Stein *p* unterstützt wird. Bei den oberen Reihen gestattet die geringere Hitze die Unterstützung blos mittelst Gussplatten zu bewerkstelligen, *k* Abzugskanäle für die Flamme. Zwei oder vier solcher Oefen sind immer an einander gebaut und haben dann eine in der Mitte stehende gemeinschaftliche Esse.

---

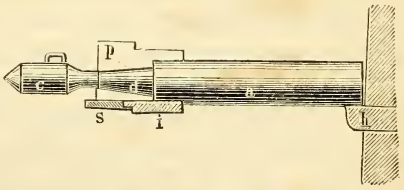
*) Ann. d. min. 4. sér. livr. 1 de 1844 p. 165. 2. livr. de 1844 p. 227. Bergwfr. X., 245. 264. 273. Berg- und hüttenm. Zeitg. 1859. Nr. 44 und 46; 1860. Nr. 1, 4, 5 und 10.

Fig. 46 a und b.




Auch die belgischen Oefen haben im Laufe der Zeit wesentliche Veränderungen erfahren. Während ein solcher Ofen früher weit weniger Röhren fasste, baut man deren jetzt meist

Fig. 47.




zu 61 Röhren oder mit Einrechnung der untersten Röhren $a'$ (Fig. 46 b) zu 69. Diese letzteren werden jedoch als sogenannte Protecteur's nur zum Schutze für die übrigen Röhren gegen die directe heftige Einwirkung der Flamme auf dieselben eingesetzt aber nicht beschickt. Bei den älteren Oefen war der Raum in welchem die Röhren liegen von dem Feuerungsraume durch ein flaches Gewölbe mit Oeffnungen

getrennt, durch welche die Flamme sich drängen musste, anstatt dass sie wie jetzt unmittelbar an die Röhren trat.

Die Röhren werden entweder mittelst offener Formen und Handarbeit gefertigt oder man stellt sie auch jetzt auf manchen Hütten durch Bohrmaschinen dar, ihre Länge ist gewöhnlich 1,1 Met. mit 15 Centim. Weite und etwa 4 Cent. Wandstärke.

Der Galmei wird nur im feingemahlenen Zustande angewendet und erfolgt das Mahlen am häufigsten auf sogenannten Kollermühlen, bei welchen zwei gusseiserne Walzen um eine stehende Welle in verschiedenen Kreisen auf einer Eisenplatte laufen. Das Pulver wird unterZusatz von etwas Wasser mit der Kohle (circa 50 Proc.) gut gemengt und das Gemenge täglich zweimal in die Röhren gebracht, nachdem die Vorlagen *d* (Fig. 47) abgenommen und die Rückstände von der früheren Ladung herausgezogen worden sind; diese Rückstände fallen in den Kanal *l* (Fig. 46 b), von wo sie wegtransportirt werden. Nach Beendigung des Ladens befestigt man durch Unterschieben eines Stück Ziegels und nachheriges Verschmieren mit Lehm in der Mündung der Röhren die Vorlagen, auf welche schliesslich beim stärkern Entwickeln der Zinkdämpfe die für das Auffangen des Zinkstaubes bestimmten Blechgefässe (Alonges) *c* (Fig. 47) gesetzt werden. Nach Verlauf von 6 Stunden haben sich die meisten Vorlagen mit flüssigem Zink gefüllt und werden dann vom Arbeiter mittelst einer kleinen Kratze entleert; vor dem Räumen und Wiederbeschicken geschieht dies dann von Neuem.

Die vier untersten Röhrenreihen erhalten mehr Beschickung als die oberen, weil sie ungleich stärker erwärmt werden, für erstere rechnet man circa 12 Kilogr., für die oberen dagegen nur 7—8 Kilogr. auf das Stück. Ausserdem giebt man auch meist in die oberen weniger reiche Erze und besonders solche, die durch ihre mehr basische Beschaffenheit die Röhren in der stärkeren Hitze des unteren Ofenraumes sehr angreifen würden und ladet ferner in die oberen Röhren die verschiedenen Nebenprodukte oder Abfälle, welche bei hohem Zinkgehalte gewöhnlich nur einer geringen Hitze zu ihrer Reduction bedürfen, wie z. B. die Rückstände von der Zugutemachung des Zinkstaubes im Montefiore'schen Ofen oder diesen Staub selbst, wenn man wegen Unreinheit der Erze

von dieser Methode keinen Gebrauch machen will. Der Aufgang an Röhren, die man in neuerer Zeit ebenfalls wie die Muffeln mit Vortheil glasirt hat, berechnet sich täglich bei einem Ofen zu 3—5 Stück.

Zu Moresnet am Altenberge bei Aachen können in einem Ofen der oben abgebildeten Art während 24 Stunden, also bei zweimaliger Beschickung, durchschnittl. 1200 Kilogr. Erz, aus denen man bei einem mittleren Zinkgehalte desselben von 50 Proc. 450—470 Kilogr. Zink incl. des im Zinkstaub befindlichen ausbringt, verarbeitet werden. Man verliert sonach von 100 Th. Zink 22—25 Th. von denen ungefähr die eine Hälfte auf die Rückstände kommt, während die andere verflüchtigt ist. Der Verbrauch an Feuerungsmaterial beträgt bei einem solchen Ofen in 24 St. durchschnittl. 36 preuss. Scheffel Steinkohle, excl. circa 12 Scheffel Reductionskohle, so dass auf 1 Th. Zink etwa 6—7 Th. Feuerungskohle kommen. —

Bei einer Gegenüberstellung der Ergebnisse beider eben beschriebenen Destillationsmethoden, der schlesischen und belgischen, können natürlich die in Schlesien erhaltenen Resultate nicht ohne Weiteres mit denen der Röhrendestillation in Belgien verglichen werden, da die schlesischen Hütten unter minder günstigen Verhältnissen (ärmere Erze und von weniger guter Beschaffenheit, magere, nicht stark flammende Kohle etc.) zu arbeiten genöthigt sind, als die in Belgien nach belgischem System arbeitenden Werke. Die schlesische Methode ist ohne Zweifel einer allgemeineren Anwendung fähig, als die belgische, und dass sie unter günstigeren Umständen als am Orte ihres Ursprungs sich vollkommener zu entwickeln vermag, beweisst ihre Concurrenz in Belgien mit dem dort üblichen System. Denn vergleicht man nach Thum (a. a. O.) die bei den belgischen Hütten sich ergebenden Resultate beider Methoden mit einander, so ergeben sich dort bei denselben Erzen und unter gleich günstigen Verhältnissen der Beschaffung von Kohle und Thon nahezu dieselben Darstellungskosten des Zinks. Der Verbrauch an Kohle bleibt zwar immer bei dem schlesischem System höher als bei dem belgischen, diess wird jedoch durch den Mehrverbrauch von Thon bei dem letzteren im Vergleich zum ersteren wieder ausgeglichen. Ebenso steht dem grösseren täglichen Durchsetzquantum eines belgischen

Ofens an Erz und die dadurch erreichte verhältnissmässig grössere Zinkproduction, die längere Dauer der Ofencampagnen bei einem schlesischen Ofen, sowie die weniger schwierige Arbeit bei dem letzteren gegenüber.

### Englische Destillationsmethode.

Bei dieser früher in England häufig angewendeten, dagegen in neuerer Zeit durch Einführung belgischer oder schlesischer Oefen fast gänzlich verdrängten Methode kommt der Galmei oder die geröstete Blende in Tiegel, welche auf dem Heerde eines nach Art der Glasöfen (Bd. 1. S. 217, Fig. 59) construirten und wie diese mit einem grossen konischen Mantel überbauten Ofens im Kreise stehen. Der Boden der circa 4 Fuss hohen Tiegel hat in der Mitte eine Oeffnung, aus welcher die Zinkdämpfe in die angefügte, nach abwärts gehende Verdichtungsröhre treten. Das Eintragen der Beschickung erfolgt durch eine im Deckel befindliche Oeffnung, welche so lange offen bleibt, bis eine vom Zink herrührende grünliche Färbung der Flamme eintritt. Die Oeffnung wird dann mit einer Thonplatte geschlossen, die aus Eisenblech bestehende Verdichtungsröhre in die untere Bodenöffnung des Tiegels hineingeschoben und unter diese Röhre das zur Aufnahme des Metalls bestimmte Gefäss gestellt, in welches man Wasser giesst, um das Umherspritzen der niederfallenden Zinktropfen zu verhüten. Die untere Oeffnung der Tiegel ist von Anfang mit einem Holzpflock verschlossen, welcher bald verkohlt und so die Zinkdämpfe durchlässt, jedoch das Herausfallen der Beschickung aus dem Tiegel verhindert. Während der Destillation muss die Röhre öfters mit einem rechtwinklich gebogenen, glühend gemachten Eisen gereinigt werden. Um die Tiegel nach beendigter Destillation auszuleeren, nimmt man das Verdichtungsrohr weg, stösst den Kohlenpropfen im Tiegelboden heraus und befördert durch Hin- und Herbewegen des Tiegels die Räumung. Soll die Röhre wieder befestigt werden, so wird der Kranz, mit welchen sie oben versehen ist, mit Thon belegt und an den Tiegelboden fest angedrückt.

Der Verbrauch an Feuerungskohle ist bei dieser Methode enorm, da auf 1 Th. Zink gegen 25 Th. Kohle aufgehen, dagegen sind die Thongefässe von langer Dauer.

In Kärnthen und im Banate bediente man sich früher einer Destillationsmethode (der sogenannten Kärnthner oder süddeutschen Methode), welche Aehnlichkeit mit dem englischen Verfahren hat, nur dass man statt der Tiegel in Reihen aufgestellte, vertikal stehende Röhren anwendete, die durch die Flamme eines seitwärts liegenden Feuerungsraumes erhitzt wurden. Man hatte Oefen zu 144, ja sogar zu 256 Röhren. Die gefüllten Röhren wurden mit dem offenen Ende auf Oeffnungen im Heerde gestellt, das Herausfallen der Beschickung aber durch Holzkohle, mit welcher man diese unteren Mündungen der Röhren verstopfte, verhindert.

Nach beendigter Destillation wurde der Ofen geschlossen und blieb zur Abkühlung stehen, worauf man die Röhren sämmtlich aus dem Ofen nahm, schadhaft gewordene ergänzte, alle von Neuem wieder füllte und einsetzte. Wegen ihrer Unvollkommenheit soll diese Methode nicht mehr in Anwendung stehen.

### Andere Zinkgewinnungsmethoden.

Die nicht unbedeutenden Kosten, welche mit der Darstellung des Zinks in Gefässöfen verbunden sind und die Verhüttung sehr armer Erze nicht zulassen, sowie die erheblichen technischen Schwierigkeiten, die sich der Zugutemachung mancher Zinkerze durch die bis jetzt bestandenen Methoden entgegenstellen, haben mehrfach zu Vorschlägen und Versuchen Veranlassung gegeben, die Verarbeitung solcher Erze in Schachtöfen erfolgen zu lassen oder sich bei ihrer Verarbeitung des nassen Weges mit zu bedienen.

Die vorgeschlagenen Oefen ähneln entweder in der Hauptsache den Eisenhohöfen, werden auch wie diese mit Brennmaterial und Erz beschickt und sind dann bei geschlossener Gicht in gewisser Höhe über dem Rost mit Abzugskanälen oder Röhren zur Abführung des dampfförmig gewordenen Zinkes versehen, welche in besondere gemauerte oder eiserne Condensationsapparate ausserhalb des Ofens ausmünden, oder das Brennmaterial wird bei diesen Oefen in einem besonderen Schacht in Kohlenoxydgas umgewandelt und letzteres durch das in einem daneben liegenden zweiten Schacht befindliche Erz geleitet, die entstandenen Zinkdämpfe aber ebenfalls

seitwärts in einem Recipienten aufgefangen. Die Eigenschaft des dampfförmig gewordenen Zinks indess, sich bei Gegenwart von Luft und Kohlensäure sofort wieder zu oxydiren, sowie seine grosse Flüchtigkeit haben der Anwendung solcher Oefen so grosse Schwierigkeiten entgegengestellt, dass man bis jetzt mit keinem der vorgeschlagenen und zur Ausführung gekommenen Apparate den Zweck erreicht hat oder wenigstens über das Stadium der Versuche hinaus gelangt ist*).

Der Anwendung von Säuren bei der Zugutemachung von Zinkerzen oder von deren Verarbeitung auf trocknem Wege herrührenden zinkhaltigen Produkten ist jedenfalls noch eine Zukunft vorbehalten, obwohl man sich auch hier bis jetzt nur auf Versuche beschränkt hat. Die angewendeten Methoden gehen darauf hinaus, unter Benutzung von Salzsäure oder Schwefelsäure, Chlorzink oder Zinkvitriol zu bilden und diese Salze entweder für sich zu verwenden oder auf Zinkoxyd, resp. Zink zu verarbeiten. Bei Darstellung von flüssigem verkäuflichem Chlorzink wird ein etwaiger Eisengehalt der Lösung durch Zusatz von Zinkoxyd entfernt und diese bis zu einem specifischen Gewicht von circa 1,6 eingedampft. Für Rückstände von der Destillation in Muffeln ist von Montefiore eine Verbindung des nassen und trocknen Weges empfohlen worden, Derselbe übergiesst solche Rückstände mit concentrirter Salzsäure, lässt unter öfterem Umschaufeln einige Zeit lang stehen und destillirt das entstandene Chlorzink in Muffeln ab. Aus dem Chlorzink lässt sich auch das Zink als Oxyd leicht abscheiden. Bei Anwendung von Schwefelsäure muss, da der Zinkvitriol nur sehr beschränkte Verwendung hat, eine Zersetzung desselben vorgenommen werden, es kann diess entweder durch schwaches Glühen des calcinirten Salzes mit Kohle geschehen, wobei Zinkoxyd entsteht ($2\,\dot{Z}n\,\ddot{S} + C = 2\,\dot{Z}n, 2\,\ddot{S}, \ddot{C}$) oder dadurch, dass das calcinirte Salz unter Zu-

*) Ueber die am Oberharz ausgeführten Versuche s. Kerl, Oberharzer Hüttenprozesse 1852. S. 213. Ueber den von Bromann beschriebenen Lesoinne'schen Ofen s. Berg- und hüttenm. Zeitg. 1851. S. 385, 1860. S. 395. Ueber die Methode von Müller und Lencauchez s. Berg- und hüttenm. Zeitg. 1861. S. 311, sowie 1862 S. 324.

satz von Kalk und Kohle destillirt und Zink dargestellt wird; es bleibt hierbei Schwefelcalcium im Rückstande.

Anwendung des Zinks. Das Zink erleidet eine beträchtliche Anwendung in der Technik. Nachdem man früher kaum eine andere Verwendung desselben als zu Messing kannte, wird es jetzt in der ausgedehntesten Weise als Gussmaterial sowohl, als auch in Blechform benutzt. Ein nicht unbeträchtlicher Verbrauch findet ferner durch seine Anwendung bei galvanischen Batterien statt. Als Oxyd oder Zinkweiss (welches man im Grossen dadurch erhält, dass man metallisches Zink in thönernen Gefässen, durch welche ein Luftstrom geleitet wird, verbrennt und das mit dem Luftstrom entweichende Oxyd in Condensationskammern sammelt), hat es dem Bleiweiss mit Erfolg Concurrenz gemacht. Von den Salzen des Zinks finden nur das Chlorzink und der Vitriol Verwendung. Des Chlorzinks bedient man sich besonders zum Conserviren des Holzes und in manchen Fällen anstatt der Schwefelsäure in den Gewerben, der Vitriol hat eine beschränkte Verwendung in der Medicin, Zeugdruckerei etc.

## Gewinnung des Cadmiums*).

Die Gewinnung des Cadmiums, welche bei der sehr geringen Verwendung dieses Metalls nur auf sehr wenig Zinkhütten in Oberschlesien betrieben wird, ist innig mit der Darstellung des Zinks verbunden, da das Cadmium beinahe nur in den Zinkerzen angetroffen wird und bei der Zugutemachung derselben sich auch ganz ähnlich wie das Zink verhält. Der Gehalt der Zinkerze an diesem Metall ist sehr verschieden, im schlesischen Galmei z. B. sollen bis zu mehreren Procenten enthalten sein, die Oberharzer braune Zinkblende enthält 0,35 bis 0,58 Proc., die Freiberger schwarze Zinkblende 0,15 bis 0,35 Proc.

Bei der Destillation cadmiumhaltiger Zinkerze geht das Cadmium wegen seiner grösseren Flüchtigkeit vorzugsweise in dasjenige Zinkoxyd mit über, welches sich in den ersten 3 — 4 Stunden der Destillation absetzt und sich deshalb durch

*) Erdmann's Journ. f. ök. Chem. I. 342. Karsten's Arch. 2. R I. 411. Ann. d. min. 4. sér. II. 31. Bergwerksfr. VII. 117.

seine bräunlich gelbe Farbe auszeichnet. Dieses Oxyd giebt das Material für die Cadmiumgewinnung ab. Man mengt dasselbe mit Kohle und erhitzt das Ganze in Muffeln, welche, um eine zu hohe Temperatur dabei zu vermeiden, in dem durch die abziehende Flamme erhitzten, zur Seite des Destillationsofens liegenden Galmeibrennofen eingesetzt werden. Als Vorlage dient ein eisernes Rohr, in demselben sammelt sich das Cadmium als metallischer Staub, gemengt mit Zink und Zinkoxyd. Dieser Staub wird auf gleiche Weise in kleinen cylindrischen eisernen Retorten einer fractionirten Destillation unterworfen, das Cadmium aber endlich unter einer Talgdecke eingeschmolzen und in Form von Stängelchen gegossen.

Auch mit Hülfe des nassen Weges*) lässt sich aus cadmiumhaltigen Zink und Zinkstaub das Cadmium leicht dadurch gewinnen, dass man diese Produkte mit verdünnter Salzsäure behandelt. Das Zink löst sich zunächst in Säure, während das Cadmium, so lange Zink im Ueberschuss da ist, ausgefällt wird. Man sucht den Rückstand (welcher bei bleihaltigen Produkten auch sämmtliches Blei enthält) an Cadmium möglichst anzureichern und destillirt letzteres endlich ab.

## Nickel.

Eigenschaften. Das Nickel hat eine beinahe silberweisse Farbe, starken Glanz und ist weniger schwierig schmelzbar als das Kobalt. Es lässt sich leicht zu dünnem Blech und Draht verarbeiten. Das specifische Gewicht des durch Wasserstoff reducirten Metalls ist von Rammelsberg zu 8,97—9,26 gefunden worden. Es wird vom Magnet fast ebenso stark als das Eisen angezogen und wird selbst magnetisch. Es ist weniger leicht oxydirbar als Kobalt und wird aus seinen Oxyden sehr leicht reducirt. Salzsäure und Schwefelsäure lösen es nur träge, Salpetersäure aber leicht.

*) Berg- und hüttenm. Zeitg. 1862. S. 307.

## Von den Nickelerzen und dem Probiren derselben.

Erze. Die Erze, welche besonders zur Darstellung des Nickels benutzt werden, sind:

Rothnickelkies (Kupfernickel) $Ni^2As$ mit 43,5 Proc. Nickel, selten frei von geringen Mengen von Kobalt, Eisen Schwefel.

Weissnickelkies (Chloanthit) Ni As mit 27,8 Proc. Nickel und gewöhnlich denselben Beimengungen wie das vorige Erz, ferner die nickelhaltigen Abänderungen des Speiskobalts, in denen zuweilen mehr Nickel als Kobalt enthalten ist.

Nickelglanz und zwar besonders Arsennickelglanz, weniger der isomorphe seltnere Antimonnickelglanz. Ersterer ist von sehr verschiedener Zusammensetzung, die Verbindung von der Formel $\ddot{N}i + Ni\,As$ enthält im reinsten Zustande 35,1 Proc. Nickel, die unter dem Namen Amoibit und Gersdorffit bekannten Abänderungen bestehen wahrscheinlich aus isomorphen Mischungen von Einfach Schwefelnickel und Einfach Arsennickel, ihr Gehalt an Nickel schwankt zwischen 26,1 und 38,4 Proc. der reine Antimonnickelglanz $\ddot{N}i + Ni\,Sb$ enthält 27,6 Proc. Nickel, zuweilen ist auch Ni As darin.

Nickelhaltiger Magnetkies.

Andere nickelhaltige Verbindungen, wie z. B. Antimonnickel, Haarkies, Kobaltnickelkies, Nickelwismuthglanz, Nickelocker begleiten oft die genannten Erze und gelangen dadurch mit zur Verarbeitung. Als geeignetes Material für die Nickelgewinnung sind endlich auch die bei manchen Hüttenprozessen fallenden nickelhaltigen Arsenverbindungen oder Speisen anzusehen.

Probirverfahren. Das Nickel kann auf trocknem und nassem Wege bestimmt werden. Der trockene Weg verbindet Kürze mit Genauigkeit und gestattet auch gleichzeitig die Bestimmung des in den Nickelerzen fast stets enthaltenen Kobalts, dagegen wird das Verfahren bei Gegenwart von Kupfer weniger sicher und ist bei dem Vorhandensein erheblicher Mengen dieses Metalls zur genauen Bestimmung des Nickels nicht mehr geeignet. Für letzteren Fall sind ganz besonders die Methoden auf nassem Wege zu empfehlen.

Bestimmung auf trocknem Wege. Das hierbei anzuwendende, von Plattner*) angegebene Verfahren beruht darauf, dass man in einer Verbindung von Arsenmetallen des Eisens, Kobalts**) und Nickels, welche entweder als solche in der Probesubstanz bereits vorhanden oder durch besondere Vorarbeiten erst gebildet werden, das Arseneisen und Arsenkobalt als die leichter oxydirbaren Verbindungen durch ein oxydirendes Schmelzen auf einem flachen Thonscherben in der Muffel eines Probirofens mittelst Borax verschlacken kann, so dass man, wenn die Substanz frei von Kupfer ist, zuletzt nur eine in Bezug auf ihre stöchiometrische Zusammensetzung constante Verbindung von Nickel und Arsen zurück behält, aus welcher sich der Gehalt an reinem Nickel berechnen lässt. Da bei dieser Probe gleichzeitig auch eine quantitative Bestimmung des vorhandenen Kobalts erfolgen kann, so soll bei der nachstehenden kurzen Beschreibung des Verfahrens mit darauf Rücksicht genommen werden.

Von Mineralien und ebenso Produkten, welche hauptsächlich aus Arsennickel mit mehr oder weniger Arsenkobalt und Arseneisen bestehen, übrigens aber frei von Kupfer und erdigen Gemengtheilen sind, wird 0,5 Probirctr. kleine Stücke in Papier eingewickelt, auf einem bereits in der Muffel stehenden, je nach der Menge der zu verschlackenden Metalle mit 10 — 30 Pfd. Borax versehenen, fast bis zum Weissglühen erhitzten Gaarscherben eingeschmolzen und bei geschlossener Muffel rasch zum Treiben gebracht, hierauf aber bei geöffneter Muffel so lange im Treiben erhalten, bis bei richtig innegehaltener Temperatur die Bildung von Oxydhäutchen auf der Oberfläche des Korns aufhört und eine Entwicklung von Arsendämpfen beginnt. Der Scherben wird sofort herausgenommen, rasch abgekühlt und das Korn von seinem überschüssigen Arsengehalt dadurch befreit, dass man dasselbe entweder auf einer Kokescapelle oder in einem kleinen, mit Kohle ausgefütterten und damit angefüllten, bedeckten Thon-

*) Beitrag zur Erweiterung der Probirkunst. Freiberg 1849.

**) Beide Metalle, Eisen und Kobalt, sind fast stets in den Nickelerzen vorhanden, sowie Eisen und Nickel häufig das Kobalt begleiten.

tiegel in der Muffel so lange im Schmelzen erhält, bis man keine Dämpfe von Arsen mehr wahrnimmt. Das Korn besteht jetzt aus einer constanten Verbindung von $Co^4As$, $Ni^4As$, deren Gewicht bestimmt wird. Die Abscheidung des Kobalts erfolgt ganz ähnlich wie die des Eisens und ist beendet, wenn sich das blanktreibende Korn mit einem Häutchen (von basisch arsenigsaurem Nickeloxydul) überzieht. Der Gewichtsverlust des nur noch aus $Ni^4As$ bestehenden Korns ist $Co^4As$, welches mit 62 Proc. Kobalt in Rechnung gebracht wird, während sich aus dem Gewichte des Korns der Nickelgehalt ergiebt, die Verbindung $Ni^4As$ wird zu 61 Proc. Nickelgehalt angenommen. Bei Gegenwart von erdigen Gemengtheilen muss die Schmelzung eines Probircentners Erz mit schwarzem Fluss und Borax in der Tute vorausgehen, das erhaltene Korn wird dann wie oben behandelt.

Ist das Nickel an Schwefel gebunden oder enthalten die Arsenverbindungen noch Schwefelmetalle (besonders Cu), wie diess gewöhnlich bei Bleispeisen der Fall ist, so muss eine sehr vollständige Röstung erfolgen, die geröstete Probe wird dann mit 1 Ctr. Arsen gemengt und zur Bildung von Arsenmetallen in einer bedeckten Tute in der Muffel oder im Windofen kurze Zeit erhitzt, hierauf aber nach Zusatz von schwarzem Fluss und Borax in der Tute zusammengeschmolzen. Bei Gegenwart von Blei und Wismuth*) muss man zur Abscheidung desselben einen Zusatz von 10—25 Pfd. Eisendraht geben. Die Arsenmetalle werden von dem zur Seite ausgeschiedenen Blei oder Wismuth getrennt und wie früher angegeben, weiter behandelt. Bei Gegenwart von Kupfer resultirt nach der Abscheidung des Kobalts ein Korn von $Ni^4As$ und $Cu^6As$. Die Trennung dieser beiden Verbindungen durch ein weiteres Verschlacken des Arsennickels und Zurückbehalten von $Cu^6As$ (mit 71,7 Proc. Cu), welches durch längeres Schmelzen auf einer Kokescapelle von seinem Arsengehalte befreit wird und den Gehalt von Kupfer angiebt, ist nicht zu empfehlen, da man hierdurch, wegen der stattfindenden Verschlackung von Kupfer, ein un-

*) Bei Wismuth müssen wegen der Sprödigkeit desselben 10—20 Pfd. Blei zugesetzt werden, das Uebergewicht giebt den ungefähren Wismuthgehalt an.

genaues Resultat erhält. Genauer, aber immer auch nur bei geringeren Gehalten von Kupfer zu empfehlen, ist der Zusatz eines gewogenen Goldkorns bei Beginn der Verschlackung des Arsennickels. Das Kupfer wird hierdurch weit mehr vor Verschlackung geschützt, es bleibt endlich eine Legirung von Gold und Kupfer zurück, aus welcher sich zunächst der Kupfergehalt und durch Berechnung desselben auf Arsenkupfer, der Arsennickel-, resp. Nickelgehalt herausstellt.

Die Nickel- und Kobaltprobe mittelst des Löthrohres*) ist auf dieselben Reactionen gegründet, wie die eben beschriebene Muffelprobe; bei einiger Uebung gewährt diese Löthrohrprobe sehr grosse Genauigkeit, da sich die dabei zu berücksichtigenden Erscheinungen sehr sicher und bequemer als bei der Muffelprobe wahrnehmen lassen. Von reinen Arsenverbindungen wird 0,1 Grm. (1 Ctr.) ohne Weiteres mit 50 Mllgr. Soda und 15 Mllgr. Boraxglas in einer Vertiefung auf Kohle wie bei der Kupferprobe S. 150, zusammengeschmolzen, das Korn unter Berücksichtigung derselben Erscheinungen, wie bei der Muffelprobe, durch Schmelzen mit Borax auf Kohle von einem etwaigen Eisengehalte befreit, das überschüssige Arsen durch vorsichtiges Schmelzen des Korns auf Kohle fortgeschafft und hierauf das Kobalt verschlackt. Die Berechnung erfolgt in derselben Weise wie bei der Muffelprobe. Geschwefelte Verbindungen müssen erst, nach Seite 51, geröstet und dann zur Verwandlung in Arsenmetalle mit der gleichen Menge Arsen in einem Thontiegelchen geglüht und endlich unter Zusatz von Fluss- und Reductionsmittel ganz nach dem beim Wismuth, S. 19, mitgetheilten Verfahren geschmolzen, auch zur Abscheidung von etwa vorhandenem Blei oder Wismuth ein Zusatz von Eisen und Silber wie dort gegeben werden. Oxydirte Substanzen behandelt man wie geröstete. Bei einem Kupfergehalte der Probe wird wie unter der Muffel mit dem ausgewogenen Korn von Arsennickel und Arsenkupfer ein Goldkorn von 60—80 Millim. Gewicht zusammengeschmolzen und das Verschlacken des grössten Theils des Nickels durch Phosphorsalz, nicht durch Borax bewirkt, und nur die letzten Antheile des Nickels durch Borax getrennt. Bei bedeutenderem

*) Plattner, Probirkunst mit dem Löthrohr. 1853. S. 654.

Kupfergehalte ist aber auch hier die Trennung auf nassem Wege vorzuziehen. Das Korn wird zu dem Ende in einem Gemisch von etwa 3 Thln. verdünnter Schwefelsäure und 1 Th. Salpetersäure in der Wärme gelösst, und aus der Lösung Kupfer und Arsen durch Schwefelwasserstoff abgeschieden, das Nickel durch Aetzkali gefällt und nach dem Abfiltriren und Trocknen unter Zusatz von etwas Soda, Borax und eines Goldkorns auf Kohle reducirt. Der Gewichtsüberschuss des Goldes zeigt den Nickelgehalt an.

Bestimmung auf nassem Wege. Bei der Untersuchung eines Nickelerzes oder Produktes auf nassem Wege kommt besonders die Trennung des Nickels von dem fast niemals fehlenden Kobalt in Betracht, da die übrigen Bestandtheile nach allgemein bekannten analytischen Methoden abgeschieden und bestimmt werden können. Eine sichere und einfache, daher besonders empfehlenswerthe Trennungsmethode beider Oxyde ist folgende: Die möglichst concentrirte und mit Kali neutralisirte Lösung beider Oxyde wird mit einer concentrirten Lösung von salpetrigsaurem Kali vermischt, mit Essigsäure sauer gemacht und 24 Stunden stehen gelassen. Der gelbe Niederschlag von salpetrigsaurem Kobaltoxyd-Kali wird abfiltrirt, mit Chlorkaliumlösung ausgewaschen, in Salzsäure gelöst und das Kobalt durch kaustisches Kali gefällt.

Die Unsicherheit der Nickelprobe auf trocknem Wege bei Anwesenheit von Kupfer macht in solchen Fällen bei genauen Bestimmungen die Anwendung des nassen Weges nothwendig. Von Künzel*) ist ein einfaches Titrirverfahren für Kupfer und Nickel angegeben worden. Die vom Eisen (entweder durch Kochen mit essigsaurem Natron, Digeriren mit kohlensauren Baryt oder blos durch Ammoniak) befreite Lösung beider Metalle wird stark mit Ammoniak versetzt, zum Kochen erhitzt und so lange unter Umschütteln mit einer sowohl für Kupfer als auch für Nickel in der nachstehend erwähnten Weise titrirten Schwefelnatriumlösung versetzt, bis die Metalllösung nicht mehr Schwefelzink, welches hierbei als Indicator dient und zu diesem Behufe im noch

*) Erdm. Journ. Bd. 88 (1863) S. 486.

feuchten Zustande als dünne Schicht auf Papier ausgebreitet sich befindet, bräunt. Die verbrauchten Cubikcentimeter Schwefelnatriumlösung ergeben den Kupfergehalt. Man fährt jetzt fort zu der noch das Nickel enthaltenden Lösung Schwefelnatriumlösung zuzusetzen, bis erstere eine Spur freies Schwefelnatrium enthält, man findet diess dadurch, dass die Lösung eine ammoniakalische Silberlösung, deren man sich hierbei als Indicator bedient, bräunt. Aus den zur Nickelfällung verbrauchten Cubikcentimetern Schwefelnatriumlösung ergiebt sich der Nickelgehalt.

Umständlicher ist die von Dewilde*) angegebene Bestimmungs-Methode, welche auf die Reducirbarkeit des Kupferoxyds durch Traubenzucker basirt ist.

## Gewinnungsmethoden des Nickels.

Die in der Natur vorkommenden Nickelverbindungen sind in ganz reinem Zustande nur selten das Material aus dem das Nickelmetall gewonnen wird, weit häufiger kommen sie mit anderen Erzen oder erdigen Gemengtheilen zusammen vor, so dass der Darstellung des Metalls Ansammlungs- und Concentrationsschmelzungen vorausgehen müssen. Als Ansammlungsmittel dienen bei Erzen in denen das Nickel als Schwefelverbindung — fast immer mit anderen Schwefelmetallen, namentlich Schwefeleisen und Schwefelkupfer — vorkommt, das Schwefeleisen, bei arsenikalischen Erzen das vorhandene oder sich bildende Arseneisen. Das Produkt, in dem einen Falle Stein, in dem andern Speise, wird concentrirt und entweder mittelst des trocknen oder nassen Weges auf Nickel zu Gute gemacht.

### Verschmelzung geschwefelter Nickelerze auf Stein.

Zu Klefva in Schweden verschmolz man früher den dort vorkommenden nickelhaltigen Magnetkies im gerösteten Zustande in Krummöfen auf eine den Eisensauen ähnliche, aus

*) Bullet. de la Soc. chim. Juillet 1862. Berggeist 1863 Nr. 45. Dingl. Journ. Bd. 168. S. 129.

Eisen, Nickel und Kupfer bestehende Metallmasse, welche man unter Zusatz von Quarz im offenen Gaarheerde wiederholt gaar machte, bis man ein Metall mit 70—80 Proc. Nickel, 22—18 Proc. Kupfer und $1\frac{1}{2}$—$2\frac{1}{2}$ Proc. Eisen erhielt, welches granulirt und in den Handel gebraucht wurde. Dieser unvollkommene Prozess wurde später von Bredberg*) durch Einführung des Röstens in Oefen, anstatt wie früher in Haufen, sowohl beim Erz als beim Stein und des Schmelzens in grossen Sumpföfen verbessert. Neuerdings hat Stapff**) sehr befriedigende Resultate bei der weiteren Verarbeitung des beim Suluschmelzen gefallenen Rohsteins (mit 8,5 Proc. Nickel incl. 0,5 Proc. Kobalt und 3,2 Proc. Kupfer) dadurch erhalten, dass dieser Stein in Stadeln dreimal zugebrannt und dann über einem Tiegelofen (der im Vergleich zum Brillen- und Sumpfofen das beste Resultat gab) unter Zuschlag von Quarz durchgeschmolzen wurde. Es resultirte hierbei ein Stein, der bis zu 30,9 Proc. Nickel und 12,1 Proc. Kupfer enthielt und in den Handel gelangte.

Bei Dillenburg***) in Nassau werden die dort vorkommenden schwefelnickelhaltigen Kupfer- und Schwefelkiese auf Nickel und Kupfer zu Gute gemacht. Die Röstung der Erze geschieht in überwölbten Röststadeln, welche in eine Kammer zur Condensation der Schwefeldämpfe münden, aus der ein unterirdischer Zug in eine hohe Esse führt. Die gerösteten Erze werden, da sie Kieselsäure, Thon- und Kalkerde in passender Menge enthalten, ohne Zuschläge über einen niedrigen Brillenofen auf Rohstein verschmolzen, welcher durchschnittlich 19 Proc. Kupfer und 13 Proc. Nickel enthält. Der Rohstein wird geröstet und ebenfalls im Brillenofen mit kieselerdereichen Schlacken auf Concentrationsstein verarbeitet, welcher durchschnittlich 39 Proc. Kupfer und 24 Proc. Nickel enthält. Um den Eisengehalt möglichst zu vermindern, aber noch soviel

*) Erdm. Journ. Bd. 53. S. 242. Berg- u. h. Zeitg. 1852 S. 76.

**) Berg- u. h. Zeitg. 1858 Nr. 44 u. f.

***) Mittheil. f. d. Gewerbv. d. Herzogth. Nassau 1859. Nr. 14 u. 15. Berg- u. h. Zeitg. 1860 S. 277.

Schwefel darin zu lassen, dass der Stein der Zerkleinerung wegen spröde bleibt, wird derselbe in einem Verblaseofen, der nach Art der Kupfergaarheerde eingerichtet ist, einige Stunden verblasen, wobei sich das Eisen fast vollständig verschlackt. Aus dem verblasenen Stein (mit 35 Ni, 43 Cu, 2 Fe und 20 S) wird mit Hülfe des nassen Weges Nickel und eine Legirung von Kupfer und Nickel dargestellt.

### Verschmelzung arsenikalischer Erze auf Speise.

Bei der Verschmelzung der Arsennickelverbindungen resultirt eine gewöhnlich eisen- und kobalthaltige Nickelspeise, welche man nöthigenfalls concentrirt, durch oxydirendes Schmelzen von ihrem Eisengehalte möglichst befreit und dann auf Nickel, resp. Kobalt weiter verarbeitet. An einigen Orten, wie z. B. am Unterharz und in Freiberg, erzeugen sich beim Verschmelzen arsenikalischer, silberhaltiger Blei- und Kupfererze, in denen Nickel- und Kobaltverbindungen untergeordnet vorkommen, sehr kupfrige, bleiische Speisen, welche, um sie weiter mit Nutzen verwerthen zu können, soviel als möglich von ihrem Kupfer-, Blei- und Silbergehalte befreit und an Nickel und Kobalt angereichert werden müssen.

Am Unterharz*) erhält man ein solches Produkt mit etwa 1,6 Proc. Kobalt- und 0,7 Proc. Nickel beim Durchstechen des gerösteten kupfrigen Bleisteins. Man verblässt dasselbe auf Mergelheerden, erhält dabei einen strengflüssigen Abzug, Schlacke und silberhaltiges Schwarzkupfer, welches zum Entsilbern gelangt. Der Abzug wird auf Kupferstein und Speise, die Schlacke auf antimonisches Blei und Speise verschmolzen, in der erzeugten Speise sind zwischen 3 und 6 Proc. Kobalt und höchstens 0,8 Proc. Nickel.

Auf den Freiberger Hütten fallen bei der Bleisteinarbeit, der Kupfersteinarbeit sowie der Bleistein- oder Kupferconcentrationsarbeit bleiische speisige Kupfer mit 0,4—0,5 Proc. Silber und 2,5 Proc. Nickel und Kobalt, aus welchen durch Verschmelzen mit 50 Proc. Heerd vom Abtreiben, 150 Proc.

*) Kerl, die Rammelsberger Hüttenprozesse 2. Aufl. 1861. S. 53.

Barytschlacken vom Kupferstein-Concentriren (S. 196), sowie 10 Proc. Schwerspath, silberarme Speise mit 12—13 Proc. Nickel und Kobalt und Kupferstein dargestellt wird. Ersteres Produkt unterliegt einer 2—3maligen Umschmelzung im rohen Zustande mit viel bleiischen Vorschlägen, Glättfrischschlacke und 10 Proc. Schwerspath, wobei jedesmal Werkblei, Kupferstein und endlich eine Speise mit 3 Pfdthln. Silber, 15 bis 18 Proc. Kupfer und eben soviel Nickel incl. Kobalt, resultirt. Diese Speise wird im rohen Zustande in einem kleinen Flammofen mit 50—60 Proc. Schwerspath und 20—25 Proc. Quarz raffinirt und giebt hierbei einen bleiischen Kupferstein sowie eine beinahe eisenfreie verkäufliche Speise von 40—44 Proc. Nickel und Kobalt und 8—10 Proc. Kupfer*).

In neuerer Zeit hat man mit Erfolg auch die Entsilberung im Flammofen ausgeführt, die Speise wurde mit einem Gemenge von Quarz und Schwerspath, wie angegeben, raffinirt und nach dem Abziehen der Schlacke in das im Ofen befindliche Metallbad ungefähr die $1\frac{1}{2}$fache Menge Blei eingetragen, das Ganze bei steter Feuerung durchrührt und abgestochen, man erhielt Werkblei von 20 Pfdthln. Silber im Ctr., Kupferstein und hochhaltige Speise mit 2 Pfdth. Silber im Ctr.

## Darstellung des Nickelmetalls.

Das Nickel kann aus seiner Verbindung mit Schwefel oder Arsen entweder auf rein trocknem Wege oder unter Zuhülfenahme des nassen Weges metallisch dargestellt werden. Von dem trocknen Wege allein lässt sich nur dann Gebrauch machen, wenn diese Verbindungen ganz rein sind oder höchstens nur noch Kupfer enthalten, im letzteren Fall bekommt man stets eine Legirung von Kupfer und Nickel, welche allerdings auch, da das Nickel fast nur in Verbindung mit diesem Metall

*) Der Schwerspath ist im Gemenge mit Kieselerde als ein zweckmässiges Oxydations- und Zersetzungsmittel für das Arseneisen hierbei zu empfehlen. Der grössere Theil des Eisens geht als Oxydul in die Barytschlacke über, während ein kleiner Theil als Schwefeleisen mit den in Schwefelkupfer übergeführten Theil des Arsenkupfers die Steinbildung bewirkt. Von Kobalt und Nickel gehen selbst bei Erzeugung sehr hochhaltiger Speisen und bei Anwendung der richtigen Menge Schwerspath, verhältnissmässig nur sehr geringe Mengen in den Stein.

Verwendung findet, benutzt wird. Wegen der auf diese Weise indess nur in seltenen Fällen möglichen Erzeugung eines gleichmässigen und guten Produktes hat man den nassen mit dem trocknen Weg verbunden und wird der grösste Theil des Nickelmetalls jetzt auf diese Weise dargestellt.

Die alleinige Anwendung des trocknen Weges für Arsenverbindungen ist zuerst von Gersdorf eingeschlagen worden, welcher die gepulverte Speise durch wiederholtes Rösten unter Zusatz von Kohlenpulver und Holzspähnen von ihrem Arsengehalte befreit und dann das mehr oder weniger reine Nickeloxyd, nachdem es mit Kohlenstaub gemengt worden, durch längeres starkes Glühen in metallisches Nickel überführt. Das Nickel kann auf diese Weise weder von einem etwaigen Eisengehalte des Materials, noch von einem Rückhalte an Arsen befreit werden.

Von H. Rose ist, auf das Verhalten des reinen Arsennickels zu Schwefel beim Zusammenschmelzen beider Substanzen gegründet, ein Vorschlag ausgegangen, reines Nickel dadurch darzustellen, dass man Arsennickel mit Schwefel mengt, das Gemenge erhitzt, das erhaltene Schwefelnickel röstet, das Geröstete wiederum mit Schwefel gemengt erhitzt und endlich aus dem Schwefelnickel durch Rösten bei allmälich verstärkter Hitze Nickeloxyd darstellt, welches dann durch Glühen mit Kohle in metallisches Nickel verwandelt wird.

Von den verschiedenen Methoden auf nassem Wege mögen hier nur einige mitgetheilt werden:

Erdmann*) hat als zweckmässiges Verfahren vorgeschlagen, die Speise unter Zusatz von Kohle sorgfältig abzurösten, in Salzsäure zu lösen, die Lösung mit Wasser zu verdünnen um basisches Chlorwismuth auszufällen, das Filtrat zu erhitzen, Eisenchloridlösung zuzusetzen und hierauf unter fortwährendem Kochen so lange Kalkmilch in kleinen Antheilen hinzuzufügen, bis eine filtrirte Probe nicht mehr gelbgrün, sondern blaugrün erscheint und mit Kali einen Niederschlag giebt, der mit Borax vor dem Löthrohre auf Kohle unschmelzbaren Nickelschwamm liefert. Aus dem Filtrat wird hierauf das

*) Ders. Ueber das Nickel und Weisskupfer. Leipzig 1827. Journ. f. pr. Ch. 7. 248.

Nickel durch eisenfreie Kalkmilch gefällt, der Niederschlag getrocknet und durch Glühen mit Kohlenstaub reducirt.

Nach Louyet*) löst man in Birmingham die geröstete Speise in Salzsäure, verdünnt die Lösung mit Wasser und setzt Kalkmilch nebst etwas Chlorkalk (zur Oxydation des Eisens) zu. Der Niederschlag, welcher alles Eisen und Arsen enthält, wird abfiltrirt und weggethan, aus dem sauren Filtrat aber durch Schwefelwasserstoffgas Wismuth, Blei und Kupfer gefällt, das Filtrat mit Chlorkalk gekocht, wodurch das Kobalt in Superoxyd übergeführt und abgeschieden wird, während das Nickel in Lösung bleibt. Das Kobaltoxyd wird abfiltrirt und bildet geglüht ein werthvolles Handelsprodukt. Aus der Lösung wird das Nickel gefällt und wie vorhin erwähnt, weiter behandelt.

Nach Schrötter soll man sich in England auch der von H. Rose in seinem Lehrbuch der analyt. Ch. Bd. II. für Analysen angegebenen Methode der Darstellung von Nickel bedienen.

Zu Dillenburg**) in Nassau wird der bei der Verschmelzung nickelhaltiger Magnetkiese resultirende Concentrationsstein, nachdem derselbe nach S. 352 verblasen worden, todt geröstet und hierauf mit verdünnter Salzsäure digerirt. Nach dreimaliger Behandlung des Rückstandes mit frischer verdünnter Säure gehen 60—65 Proc. Stein in Lösung. Aus letzterem werden durch Kalkmilch Kupfer und Nickel abgeschieden, die Hydrate abfiltrirt, durch Pressen verdichtet und getrocknet; die Masse wird dann unter Zusatz von Wasser gemahlen und der noch darin befindliche Gyps (welcher in Folge eines Rückhaltes des Röstgutes an Schwefelsäure entsteht) mit Wasser ausgewaschen, dem eine geringe Menge Salzsäure zugesetzt worden. Das Waschwasser, welches eine geringe Menge Oxyd gelöst hat, wird mit Kalkmilch versetzt und der Niederschlag zum Neutralisiren der sauren Lösungen verwendet. Das ausgewaschene und etwas consistent gemachte Nickel-Kupferoxyd wird in einem besonderen Heerde mit zwei Formen

*) Berg- u. hüttenm. Zeitg. 1849. S. 800. — Erdm. Journ. f. pr. Ch. XLVI. 244.

**) Litt. s. S. 351.

direct zu Metall eingeschmolzen, wobei sich der Kalk und fast sämmtliches Eisen mit der Kieselerde des Heerdes zu Schlacke vereinigen. Man erhält eine Legirung mit nur 0,16 Proc. Eisen, welche in Scheiben gerissen wird und Handelswaare ist. Zur Darstellung von Nickelmetall wird der nickelreiche und kupferarme Rückstand von der salzsauren Lösung mit wenig Wasser zu Brei angerührt und dann Schwefelsäure von 66° B. zugeschüttet, die gebildeten schwefelsauren Salze aber mit kochendem Wasser ausgezogen. Der Rückstand wird nach vorheriger Röstung nochmals mit Schwefelsäure digerirt und die Lösung ebenfalls auf Nickelmetall verarbeitet. Die schwefelsaure, nickel-, kupfer- und eisenhaltige Lösung neutralisirt man mit dem beim Reinigen der Oxyde erhaltenen Niederschlage, erwärmt sie bis etwa 55° und setzt feingepochten, kohlensauren Kalk unter stetem Umrühren so lange zu, bis eine Probe mit Blutlaugensalz die völlige Fällung des Eisens anzeigt. Um sämmtliches Kupfer auszufällen wird dann die Lösung, ohne Kalk zuzusetzen, auf 70° erwärmt und umgerührt, bis Blutlaugensalz keine Reaction auf Kupfer mehr angiebt. Flüssigkeit und Niederschlag lässt man hierauf um sich zu klären in Kästen ab. Die abgelassene Flüssigkeit wird mit Kalkwasser versetzt, das ausgeschiedene Nickeloxydulhydrat filtrirt, getrocknet und geglüht, um es in sehr verdünnter Säure schwerlöslich zu machen, gemahlen und hierauf mit salzsäurehaltigem Wasser die darin enthaltene beträchtliche Menge Gyps (bis 15 Proc.) ausgewaschen. Das gereinigte Oxyd formt man zu Würfeln und reducirt diese mit Kohle bei 3 stündiger starker Weissgluth zu Metall, welches in den Handel geht. Der abgesetzte Niederschlag wird ausgewaschen, mit verdünnter Salzsäure behandelt — wobei sich Kupfer und Nickel und nur wenig Eisen lösst, weil das Eisenoxyd durch das überschüssige Kupferoxyd ausgefällt wird — die Lösung mit Kalkmilch gefällt und der erhaltene Kupfer- und Nickelniederschlag auf Kupfernickel verarbeitet, wie derjenige aus der salzsauren Lösung des gerösteten Steins.

Die eisen-, kupfer-, nickel- und gypshaltigen Rückstände werden auf Kupferstein und Schwarzkupfer verschmolzen. Letzteres wird wegen seines Nickelgehaltes (gegen 5 Proc.) unter Zusatz von Blei gaar gemacht.

Von Stapff ist ein durch grössere Versuche mit Nickel-Concentrationstein von Klefva (S. 351) erprobtes Verfahren angegeben worden, aus derartigen Produkten auf nassem Wege reines Nickelmetall und Kupfer darzustellen. Die sehr ausführlichen Mittheilungen darüber befinden sich in der Berg- und hüttenm. Zeitung 1858 Nr. 47 u. f., sowie 1859 Nr. 33 u. f.

Das Nickelmetall erscheint im Handel meist in Form von Würfeln, welche dadurch erhalten werden, dass das Nickeloxydulhydrat in noch weichem Zustande, nachdem man es wohl auch mit wenig Mehl vermengt hat, zu Würfeln von circa 1 □ Zoll Seitenfläche geformt, getrocknet und in Graphit- oder Thontiegeln mit Kohlenstaub umgeben, geglüht wird. Die Würfel sind nach der Reduction an ihrer Oberfläche matt, und werden deshalb auf manchen Werken dadurch geglättet, dass man sie mit etwas Wasser in rotirenden Fässern einige Zeit bewegt. Das Metall ist je nach der Beschaffenheit der Erze und der angewendeten Methode von sehr variabler Zusammensetzung wie die nachstehenden Analysen verkäuflichen Nickels beweisen.

| | Ni | Co | Cu | Fe | As | S | Si | Rückst. | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1) | 54,90 | — | 30,10 | 11,30 | — | — | — | 4,0 | |
| 2) | 56,25 | — | 27,50 | 12,55 | — | — | — | 3,7 | |
| 3) | 68,22 | 0,25 | 0,17 | 21,21 | 7,37 | — | 1,29 | — | |
| 4) | 73,30 | 22,10 | Spur | 1,60 | — | — | — | 3,0 | |
| 5) | 75,00 | 12,50 | 1,31 | 6,58 | 3,42 | — | — | — | |
| 6) | 83,15 | 6,77 | 2,25 | 2,90 | 4,93 | — | — | | |
| 7) | 86,40 | 12,00 | Spur | 0,22 | — | 0,10 | 1,40 | — | |
| 8) | 86,67 | 7,40 | 1,91 | 1,92 | 0,70 | — | 1,03 | 1,03 | Mn, C, |
| 9) | 88,03 | 6,15 | 1,76 | 1,26 | 0,54 | — | 0,19 | 0,19 | Verlust. |
| 10) | 89,35 | — | 7,96 | 2,69 | — | — | — | — | |
| 11) | 93,57 | 0,97 | — | 1,75 | — | 2,05 | 1,31 | — | Si |
| 12) | 96,25 | 0,32 | — | 1,75 | — | 0,69 | 0,47 | — | Si |
| 13) | 97,29 | 1,25 | 0,32 | 0,89 | — | — | — | — | |

Nr. 1 und 2 Deutsches (?) Nickel, Nr. 3, 8 und 9 Gersdorff'sches Nickel, Nr. 4 englisches, Nr. 5, 6 und 13 Dillenburger Nickel, Nr. 7 Joachimsthaler Nickel, Nr. 10 Nickel von Henkel in Kassel, Nr. 11 Nickel aus Nassau, Nr 12 desgl. aus Ungarn.

Anwendung des Nickels. Das Nickel wird beinahe ausschliesslich zur Darstellung von Legirungen mit Kupfer und Zink oder nur mit Kupfer verwendet. Erstere sind unter den Namen Packfong, Chinasilber, Argentan, Neusilber (fr. maillechort, engl. german silver) bekannt. Gutes Neusilber ist zäher und härter als Messing und daher für viele Artikel eine unschätzbare Legirung. Bei gehöriger Reinheit der Bestandtheile und wenn diese in gewissen Verhältnissen genommen werden, hat es die Farbe des 12löthigen Silbers, lässt sich schmieden, zu Blech walzen und zu Draht ziehen. Der Gehalt des Nickels im Neusilber schwankt zwischen 6 und 20 Proc., der des Zinks zwischen 20 und 31 Proc., der des Kupfers zwischen 52 und 63 Proc. Seine Benutzung zu den verschiedenartigsten Gegenständen ist bekannt. In neuerer Zeit hat man diese Legirungen auch zur Herstellung von Münzen verwendet, so bestehen die Rappenstücke der Schweiz aus Mischungen von 5—15 Proc. Silber, 60—50 Proc. Kupfer, 25 Proc. Zink und 10 Proc. Kupfer. Zu demselben Behufe verwendet man in Belgien und Nordamerika Legirungen von Kupfer (75) und Nickel (25) ohne Zink.

---

## Kobalt.

Eigenschaften. Das Kobalt ist von röthlich-grauer Farbe, ziemlich hart, wenig hämmerbar und von körnigem Bruch. Das specifische Gewicht des durch Wasserstoffgas reducirten Metalls ist nach Rammelsberg im Mittel 8,957. Es ist magnetisch, wirkt aber vielleicht, gänzlich frei von Eisen und Nickel, nicht auf den Magnet. Es schmilzt nur in sehr hoher Temperatur und wird von verdünnter Schwefelsäure und Salzsäure langsam, von Salpetersäure dagegen schnell gelösst. Die verdünnten Lösungen sind meist roth und enthalten Oxydul oder das demselben proportionale Chlorür.

### Von den Kobalterzen und dem Probiren derselben.

Erze. Zu den hier besonders in Betracht kommenden Kobalterzen sind zu rechnen:

Speiskobalt, womit verschiedene isomorphe Mischungen der Arsenide von Kobalt und Eisen oder Kobalt, Nickel und Eisen bezeichnet werden; hauptsächlich das Dreiviertel-, Einfach- und Vierdrittel-Arsenkobalt von sehr wechselnden Mengen an Nickel und Eisen.

Wismuthkobalterz, wahrscheinlich ein Gemenge von Speiskobalt und Wismuthglanz (Kupferwismuthglanz?) mit 9,8 Proc. Kobalt, 1,1 Proc. Nickel und 3,8 Proc. Wismuth.

Kobaltglanz (Glanzkobalt) $Co\,S^2 + Co\,As$ mit 35,8 Proc. Kobalt im reinen Zustande, jedoch immer mehrere Procente Eisen enthaltend.

Kobaltnickelkies. $(\dot{N}i\ \dot{C}o\ \dot{F}e)\ (\dddot{N}i, \dddot{C}o, \dddot{F}e)$ mit 11 bis 25,7 Proc. Kobalt und 29,5 bis 42,6 Proc. Nickel.

Erdkobalt, der schwarze von Camsdorf nach Rammelsberg $(\dot{C}o\ \dot{C}u)\ \ddot{M}n + 4$ aq. mit 19,4 Proc. Kobaltoxyd = 15,2 Proc. Co. Andere Varietäten (gelbe und braune) sind Gemenge wasserhaltiger arsensaurer Salze von Eisenoxyd, Kobaltoxyd und Kalkerde.

Probirverfahren. Die Bestimmung des Kobaltgehaltes einer Verbindung kann ganz sowie die des Nickels nach dem bei diesem Metall erwähnten Plattner'schen Verfahren erfolgen. Nur bei sehr geringem Gehalte an Kobalt im Verhältniss zum Nickel lässt dieselbe bei der Kobaltbestimmung zu wünschen übrig, so dass man deshalb entweder auf manchen Werken eine durch Erfahrung ausgemittelte Correction bei der Probe anbringt, oder zur nassen Bestimmung greift, für welche dann in solchen Fällen ganz besonders die bereits beim Nickel, S. 349 beschriebene Bestimmung durch salpetrigsaures Kali zu empfehlen ist. Bei der Löthrohrprobe ist vorzüglich die Strengflüssigkeit des Arsenkobalts zu berücksichtigen und deshalb in solchen Fällen, wo der Kobaltgehalt bedeutend, entweder vor dem Arseniciren etwas Eisenoxyd oder Eisenfeile oder vor dem Einschmelzen Arseneisen zuzusetzen.

Von Lampadius*) ist eine unter Umständen gewiss brauchbare Untersuchung der Safflorproben**) mittelst Muster-

*) Erdm. Jour. Bd. 13. S. 385. Lamp. Fortschr. 1839. S. 7.

**) Unter Safflor (Zaffer) versteht man geröstete, mit Quarzmehl versetzte Kobalterze, welche in den Handel gehen und zur Darstellung von Blaufarbenglas Verwendung finden.

flüssigkeiten angewendet worden. Es kommt hierbei besonders der Eisen- und Nickelgehalt in Betracht und hat man deshalb zwei Reihen Musterflüssigkeiten, von denen die eine aus mehr oder weniger Eisenoxyd enthaltenden Kobaltsolutionen in Salpetersäure und die andere aus Kobaltsolutionen in kohlensaurem Ammoniak mit grösserem oder geringerem Nickelgehalte besteht. Jede dieser Reihen enthält 10 Nummern und bei der Vergleichung der von Saffloren erhaltenen Solutionen in Salpetersäure, sowie der aus ihnen bereiteten Solutionen durch Uebersättigung mit kohlensaurem Ammoniak lässt sich leicht der Gehalt der Safflore an Eisen- und Nickeloxyd bestimmen.

Das Kobalt wird hauptsächlich zur Darstellung des Blaufarbenglases oder der Smalte, welche durch Zusammenschmelzen des oxydirten oder gerösteten Erzes mit Quarz und Potasche auf den Blaufarbenwerken erhalten wird, verwendet. Für diese Fabrikation sind trockne Proben, durch welche man die tingirende Kraft eines Kobalterzes, die reine Farbe des erhaltenen Glases, die etwaige Gattirung mit anderen Erzen, den zur Hervorbringung einer schönen Farbe erforderlichen Grad der Röstung etc. ermitteln will, von Wichtigkeit*).

Oxydirte Verbindungen können ohne Weiteres verwendet werden, geschwefelte und arsenicirte Erze bedürfen einer vorherigen Röstung. Die Dicke der Farbe hängt von dem grösseren oder geringeren Erzzusatz oder Sandversatz ab; Gehalte von 9 bis 10 Proc. Kobalt in der Smalte gehören schon zu den höchsten, bei den geringen Sorten geht der Gehalt bis $1\frac{1}{2}$ und 1 Proc. herab. Was sich von vorhandenen fremden Metallen bei der Röstung oxydirt, geht mit dem entstandenen Kobaltoxyd in das Glas über und wirkt nach Befinden auf die Schönheit der Farbe ein. Am schädlichsten wirken Nickeloxyd, Eisenoxydul, Kupferoxyd und Manganoxyd, weniger schädlich Manganoxydul, Eisenoxyd, Bleioxyd, Wismuthoxyd. Da nun diese mit dem Kobalt vorkommenden Metalle bei der Röstung entweder mit oxydirt oder bei nicht vollständiger Beendigung derselben d. h. dem Vorhandensein von Arsen und Schwefel beim Schmelzen geschützt bleiben und sich als Speise ab-

*) Bodemann's Probirkunst II. Aufl. S. 457.

scheiden, so übt auch ein bestimmter, mehr oder weniger vorgeschrittener Grad der Röstung des Erzes auf die Farbe des Glases wesentlichen Einfluss aus. Reine, sowie sehr eisenhaltige Erze geben im todtgerösteten Zustande das beste Glas, indem sich im letzteren Falle das Eisen in Oxyd verwandelt. Nickel und Kupfer enthaltende Erze darf man nicht zu stark rösten, beide Metalle gehen dann, da sie sich schwieriger als Kobalt oxydiren, beim Schmelzen in die Speise über. Durch einen Zusatz von Arsen beim Schmelzen können übrigens auch die fremden Metalloxyde theilweis unschädlich gemacht werden, indem sich das Arsen auf Kosten derselben oxydirt und sie im reducirten Zustande in die Speise gehen. Ein Zusatz von arseniger Säure ist bei manchen, namentlich Eisenoxydul enthaltenden Erzen z. B. manchen Erdkobalten vortheilhaft, indem dadurch das Eisen höher oxydirt wird.

Das allgemeine Verfahren zur Untersuchung eines Kobalterzes oder kobalthaltigen Produkts auf Blaufarbenglas besteht darin, dass man mehrerre Proben des Probirgutes in verschieden geröstetem Zustande mit dem 3fachen reinen Quarz (Sand) und dem $1\frac{1}{3}$—$1\frac{1}{4}$fachen Gewicht reiner Potasche in einem thönernen Tiegel bei angehender Weissgluth so lange schmilzt, bis das Glas in gleichmässigen Fluss gekommen ist. Man kann den Tiegel an der Luft erkalten lassen oder das Erkalten auch durch Abkühlen in Wasser beschleunigen. Die von den verschiedenen Proben erhaltenen Gläser werden zerstossen und ihre Farbe sowohl unter sich, als mit besondern vorräthigen Musterfarbengläsern verglichen. Das dargestellte Glass muss bei der Vergleichung in derselben mechanischen Zerkleinerung und Feinheit sich befinden als die Mustergläser, da die Gläser um so heller werden, je weiter die Zerkleinerung geht.

Auf den sächsischen Hütten schmilzt man 20—50 Probirpfund geröstetes Erz mit reiner Potasche und reinem Quarz in kleinen Tiegeln 4—$4\frac{1}{2}$ Stunden bei Weissgluth. Je nachdem man das 1—16fache des Erzes an Quarz nimmt, unterscheidet man 1-, 2-, 4-, 8- und 16sandige Proben und zwar verwendet man zu den 1- und 2sandigen Proben, 50 Pfd., zu den mehrsandigen 20—25 Pfd. Erz, indem das bei den ersteren erhaltene Glas auf seine Intensität, dass bei letzteren auf den Farbenton oder die Lieblichkeit der Farbe geprüft

wird, welches bei lichter Farbe sicherer zu erkennen ist. Der Potaschenzuschlag beträgt immer die Hälfte vom Gewichte des Erzes und Sandes, z. B. $\frac{1 \text{ Erz} + 12 \text{ Quarz}}{2} = 6{,}5$ Pottasche. Aus der gut geschmolzenen Probe wird mit einer Zange ein Theil des Glases herausgenommen, zerstossen und auf Papier abgesiebt; behufs der Vergleichung schüttet man die Probe nebst Mustern auf Holzbrettchen, wo man sie festdrückt, aufs Papier aber lose. Das Pulver muss noch eckig sein, da es im fein geriebenen Zustande meist schmutzig erscheint.

### Darstellung des Blaufarbenglases oder der Smalte*).

Das metallische Kobalt hat bis jetzt keine Anwendung in der Technik gefunden und die Erze werden entweder auf Oxyd nach dem beim Nickel mit erwähnten Verfahren**) oder wie bereits mitgetheilt, auf Smalte verarbeitet. Letztere ist also ein durch Kobaltoxyd blau gefärbtes Kaliglas, von welchem je nach der Farbenschattirung und der Kornfeinheit verschiedene Sorten im Handel vorkommen.

Zur Darstellung der Smalte unterliegen die Kobalterze zunächst einer Röstung, mit welcher bei den Arsenverbindungen eine Gewinnung von Giftmehl (S. 315) verbunden ist. Die erforderliche Kieselerde wird stets als Quarz angewendet, welcher indess vorher einer mechanischen Reinigung unterliegt; er wird zu dem Ende gebrannt, um ihn mürber zu machen, dann gepocht und endlich geschlämmt und gewaschen, man erhält auf diese Weise ein sehr feines und reines Quarzmehl. Die Pottasche wird im calcinirten und gereinigten Zustande angewendet, da beigemengtes Natron und Erden dem Ansehen und der Reinheit des Glases schaden.

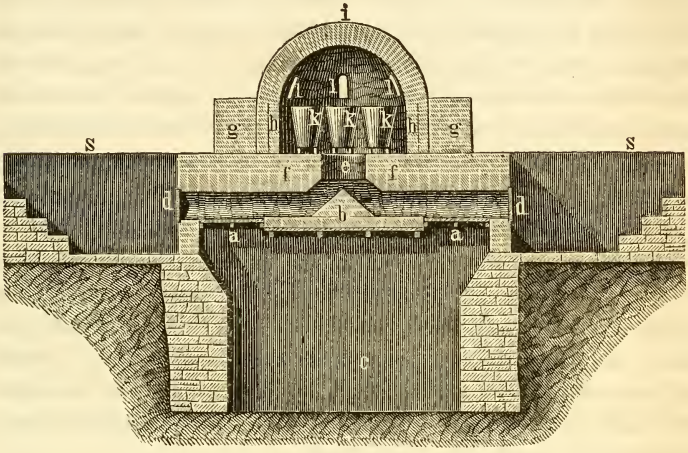
Erz, Quarz und Pottasche werden in dem aus Erfahrung bekannten oder durch Proben vorher ausgemittelten Verhältniss aufs Innigste gemengt, auch wird dem Satz gleichzeitig etwas arsenige Säure (Giftmehl) zur Ueberführung des Eisenoxyduls

*) Eine ausführliche, hier mehrfach benutzte Abhandlung von Ludwig über die Eigenschaften der Smalte, befindet sich in Erdm. Journ. f. pr. Ch. Bd. 51, S. 129 u. f.; desgl. Berg- u. hüttenm. Zeitg. 1851. Nr. 6 u. f.

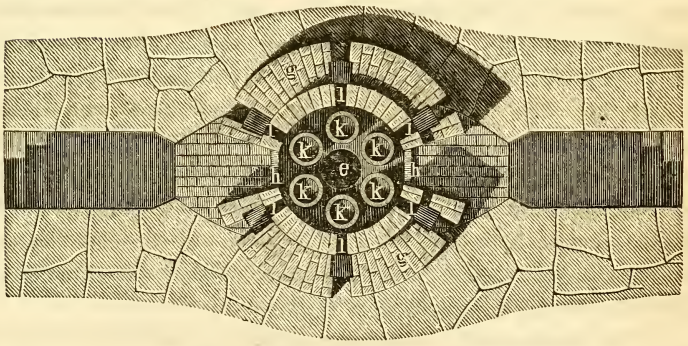
**) Ueber Darstellung von Kobaltoxyd aus geringhaltigen Siegen'schen Kobalterzen s. Berg- u. hüttenm. Zeitg. 1861. Nr. 42.

in das weniger färbende Eisenoxyd hinzugefügt. Das Gemenge kommt hierauf in die thönernen Schmelztiegel oder Häfen des Blaufarbenofens, dessen Einrichtung Fig. 48 (a) und (b)

Fig. 48 a.




b.




zeigt und wegen dessen Beschreibung auf Bd. I., S. 217 verwiesen wird. Die Anzahl der Häfen und ihre Grösse ist verschieden, auf sächsischen Werken z. B. hat ein Ofen deren 8 und in jedem geht circa 1 Ctr. Beschickung. Auf manchen Werken haben die Häfen am Boden eine für gewöhnlich geschlossene Oeffnung zum Ablassen der abgeschiedenen Speise, auf anderen Werken wird dieselbe ausgeschöpft. Die Dauer

der Schmelzung hängt von der Beschaffenheit der Sorte ab und beträgt 8, resp. 12 und 16 Stdn.; während dieser Zeit rührt man öfter um, nur gegen das Ende, wenn das Glas homogen und die Speise gehörig abgeschieden ist, muss das Rühren unterbleiben, um das Absetzen nicht zu stören. Das Glas wird mit einer Kelle ausgeschöpft und in kaltes Wasser gegossen, um es durch Abschrecken mürber und zum Pulvern geeigneter zu machen. Die Speise, bei welcher sich auch, wenn die Erze wismuthhaltig waren, dieses Metall mit befindet, ist ein werthvolles Material für die Nickelgewinnung und unterliegt bei namhaftem Wismuthgehalt vorher einer Saigerung.

Einen wichtigen Theil des Blaufarbenhüttenwesens bildet die mechanische Zerkleinerung des Glases, welches dadurch seine Vollendung erhält und dann erst eigentlich mit dem Namen Smalte bezeichnet wird. Man pflegt die Smalte nicht allein nach ihrem Korne, sondern auch nach ihrem Kobaltgehalte mit verschiedenen Zeichen zu belegen und hat auch jede Fabrik ihre eigene Scala, so bezeichnen doch alle nach derselben Ordnung etwa wie folgt.

F C feine Couleur, F C B feine böhmische Couleur, F E feine Eschel, M C mittelfeine Couleur, M C B mittelfeine böhmische Couleur, M E mittelfeine Eschel, O C ordinäre Couleur, O C B ordinäre böhmische Couleur, O E ordinäre Eschel.

Es beziehen sich daher die Buchstaben F, M und O auf den Kobaltgehalt, C, C B und E auf das Korn der Smalte. Dunkler als F gefärbte, d. h. kobaltreichere Smalten bezeichnet man mit mehreren F, z. B. F F F C etc. Kobaltärmere Sorten als O C erhalten Zahlen als Exponenten hinter dem Zeichen O C, z. B. $O C^2$, $O C^4$, um anzudeuten, dass die Smalte $^1/_2$ oder $^1/_4$ des Kobaltgehaltes von O C hat.

Das ausgegossene Glas wird gepocht, gesiebt, auf Setzmaschinen gesetzt, um mechanisch eingeschlossene Speisetheilchen abzuscheiden und dann auf Mühlen nass gemahlen. Die Trübe gelangt zunächst in Untersetzfässer, aus welchen sie sogleich in die eigentlichen Schlämmbottiche (Waschfässer) übergefüllt wird. In diesen setzt sich zuerst das Streublau ab, welches gewöhnlich beim Vermahlen des Glases von derselben Beschaffenheit (derselben Farbenhöhe) wieder zugesetzt

wird. Sobald sich das Streublau abgesetzt hat — der Zeitraum ist für die verschiedenen Farben nicht gleichbleibend und wird durch Erfahrung gefunden, — wird die Trübe sogleich in ein zweites Waschfass übergefällt, in welchem sich die eigentliche Farbe absetzt. Aus dem Farbenfass kommt die Trübe in ein drittes Gefäss, in welchem sich die Eschel absetzen. Hier bleibt die Flüssigkeit stehen bis sie klar geworden ist. Farben und Eschel werden nochmals verwaschen und die Waschwasser endlich in Sümpfen aufgefangen, in denen sich die Sumpfeschel absetzen.

Die gewaschenen Farben werden theils in Trockenstuben theils in freier Luft in Trockenhäusern getrocknet, die C und E Sorten aber nochmals gesiebt, um alle groben und zu feinen Theile zu entfernen.

Bei Vergleichung einer Smalte mit einem anderen Muster sieht man zunächst, ob das vorliegende Produkt zu einem gröberen oder feineren, dunkleren oder helleren Grundmuster passt. Man nimmt dasjenige, welchem sie am ähnlichsten erscheint, drückt mit einem Spatel oder Messer die Oberfläche desselben eben, legt eine sehr kleine Partie des zu vergleichenden Musters darauf und drückt solche ebenfalls vollkommen eben. Man erkennt jetzt leicht, ob die zu prüfende Smalte mit dem gewählten Grundmuster an Farbe, Ton (Stich) und Korn übereinstimmt oder nicht. Hat man ein beinahe übereinstimmendes Grundmuster gefunden, so bereitet man auch auf der zu vergleichenden Smalte eine ebene Fläche und drückt etwas vom Grundmuster hinein, um auch hier die Uebereinstimmung oder etwaige Abweichung zu erkennen. Das Korn untersucht man mit einer Loupe.

Bei dieser Probe muss jedoch der Feuchtigkeitsgehalt der mit einander zu vergleichenden Sorten gleich gross sein, da feuchte Smalte dunkler erscheint als trockne. Werden die beiden Sorten einige Zeit, 6—8 Stdn. z. B., an einem etwas feuchten Ort offen nebeneinandergelegt, so werden sie gleiche hygroskopische Feuchtigkeitsgrade besitzen. Um die Smalte auf etwas beigemengten Gries zu untersuchen, streicht man eine Messerspitze voll mit dem Messer über ein glattes Papier, wobei man den Gries sogleich fühlt.

Nach den Untersuchungen von Ludwig (a. a. O.)*) ist es nicht unwahrscheinlich, dass die färbende Substanz der Smalte ein Kobaltoxydul-Kali-Silikat von der Formel $\dot{C}o\,\ddot{S}i^2 + \dot{K}\,\ddot{S}i^2$ ist, welches mit kieselsaurem Kalk und anderen zufälligen Bestandtheilen wie $\dot{B}a$, $\dot{C}a$, $\dot{M}g$, $\ddot{A}l$, $\dot{F}e$, $\dot{M}n$, $\dot{N}i$, $\ddot{F}e$ und anderen Metalloxyden auch wohl Kohlen- und Arsensäure vereinigt ist. Ohne die Anwesenheit von Metalloxyden und Erden würde sich ein beträchtlicher Theil des Smalteglases als Wasserglas darstellen. Während der Aufbereitungsarbeiten wird zwar ein Theil der löslichen Bestandtheile aus der Glasmasse ausgezogen, es bleiben aber immer noch 0,75 bis 1,25 Proc. Wasserglas zurück, welche der Smalte manche für ihren Gebrauch schätzenswerthe Eigenschaft geben. Ist der Wasserglasgehalt bedeutender, so erhält die Smalte ein trübes Ansehen und es bilden sich leicht Gries und Knötchen.

Hinsichtlich der Einwirkung des Natrons und erdiger Beimengungen hat Ludwig ferner gefunden, dass ein Baryterdezusatz die Färbung etwas erhöht, jedoch gleichzeitig in das Indigoblau stimmt, dass Natron, Kalk- und Talkerde die Färbung merklich herabdrücken und den Ton ins Röthliche ziehen und dass Thonerde zwar nicht die Reinheit, wohl aber die Stärke des Tons beeinträchtigt.

Anwendung des Kobalts. Das Kobalt findet, wie sich aus dem Vorhergehenden ergiebt, nur im oxydirten Zustande und zwar in seiner Verbindung mit andern Körpern in der Technik Anwendung. Eins der wichtigsten Präparate ist die Smalte, welche bei der Glas- und Thonwaarenfabrication, sowie zum Bläuen in den Gewerben benutzt wird; auch des reinen Oxyds bedient man sich zu manchen Zwecken in der Glas- und Porzellanfabrikation. In Verbindung mit

---

*) Derselbe fand für mehrere Sorten Smalte folgende Zusammensetzung:

| | $\ddot{S}i$ | $\ddot{A}l$ | $\dot{F}e$ | $\dot{C}a$ | $\dot{C}o$ | $\dot{K}\,\dot{N}a$ | $\dot{N}i$ | $\ddot{A}s$ | $\ddot{C}$ | H |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1) | 70,86 | 0,43 | 0,24 | — | 6,49 | 21,41 | — | Spur | 0,57 | |
| 2) | 66,20 | 8,64 | 1,36 | — | 6,75 | 16,31 | — | — | 0,25 | 0,67 |
| 3) | 72,12 | 1,80 | 1,40 | 1,92 | 1,95 | 20,04 | Spur | 0,078 | 0,46 | Spur |

1) Modumer höhere Couleur-Sorte. 2) Deutsche hohe Eschel. Deutsche grobe, blasse Couleur.

Thonerde giebt das Kobaltoxyd das Thenard'sche Blau oder Kobaltultramarin, man mengt zu dem Ende frisch gefällte, feuchte, vollkommen reine Thonerde mit frisch gefälltem, feuchten phosphorsauren oder arsensauren Kobaltoxydul, trocknet das Gemenge, und erhitzt es einige Zeit bei Rothgluth. Durch das künstliche Ultramin sind diese blauen Kobaltfarben mehrfach verdrängt worden, sie unterscheiden sich von jenen leicht dadurch, dass sie beim Uebergiessen mit Säure die Farbe behalten, während das künstliche Ultramarin unter Entwicklung von Schwefelwasserstoffgas entfärbt wird. Mit dem Zink- und Zinnoxyd giebt das Kobaltoxydul grünen Farben, von denen besonders die erstere unter dem Namen Rinmann's Grün (grüner Zinnober) Verwendung findet. Zur Bereitung desselben wird eine eisenfreie Zinkoxydlösung, welcher man eine reine Kobaltoxydullösung zugegeben hat, durch kohlensaures Natron gefällt, der Niederschlag getrocknet und geglüht oder es wird eine gemischte Lösung von salpetersaurem Zinkoxyd und Kobaltoxydul zur Trockniss verdampft und der Rückstand geglüht.

Leipzig.
Druck von A. Th. Engelhardt.

BOSTON PUBLIC LIBRARY
3 9999 06561 455 2

Boston Public Library
Central Library, Copley Square

Division of
Reference and Research Services

The Date Due Card in the pocket indicates the date on or before which this book should be returned to the Library.

Please do not remove cards from this pocket.

(Mar., 1887, 20,000)

# BOSTON PUBLIC LIBRARY.

One volume allowed at a time, and obtained only by card; to be kept 14 days (or seven days in the case of fiction and juvenile books published within one year) without fine; not to be renewed; to be reclaimed by messenger after 21 days, who will collect 20 cents besides fine of 2 cents a day, including Sundays and holidays; not to be lent out of the borrower's household, and not to be transferred; to be returned at this Hall.

Borrowers finding this book mutilated or unwarrantably defaced, are expected to report it; and also any undue delay in the delivery of books.

*** No claim can be established because of the failure of any notice, to or from the Library, through the mail.

The record below must not be made or altered by borrower.

Gebunden von
C. W. Freise
in Göttingen.